

**UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA  
Y GEOGRÁFICA**

**E.A.P. DE INGENIERÍA METALÚRGICA**

**Evaluación sistematizada y proceso metalúrgico para minerales  
sulfurados complejos de oro de la mina Coricancha**

**TESIS**

**Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico**

**AUTORES**

**Luis Alberto Sánchez Quispe**

**Edwar Wilmer Villavicencio Jaimes**

**ASESOR**

**Mg. Vidal Sixto Aramburú Rojas**

**Lima – Perú**

**2013**



## TABLA DE CONTENIDO

	Página
DEDICATORIA .....	viii
AGRADECIMIENTOS .....	xi
LISTA DE TABLAS .....	xiii
LISTA DE FIGURAS .....	xvi
LISTA DE ACRÓNIMOS Y SIGLAS .....	xviii
NOMENCLATURA .....	xix
RESUMEN .....	xxiii
ABSTRACT.....	xxiv
RESUMEN GRÁFICO.....	xxv
 <b>CAPITULO I</b>	
INTRODUCCIÓN.....	1
 <b>CAPITULO II</b>	
SISTEMATIZACIÓN DE LA PROBLEMÁTICA.....	5
2.1. Situación problemática .....	5
2.2. Formulación del problema .....	6
2.2.1. Problema general .....	6
2.2.2. Problema específico 1 .....	6
2.2.3. Problema específico 2 .....	6
2.2.4. Problema específico 3 .....	7
2.3. Justificación .....	7
2.4. Objetivos .....	10
2.4.1. Objetivo general.....	10
2.4.2. Objetivo específico 1.....	10
2.4.3. Objetivo específico 2.....	10
2.4.4. Objetivo específico 3.....	11
2.5. Hipótesis.....	11
2.5.1. Hipótesis general.....	11
2.5.2. Hipótesis específica 1 .....	11

2.5.3. Hipótesis específica 2 .....	11
2.5.4. Hipótesis específica 3 .....	12
2.6. Variables.....	12
2.7. Indicadores.....	12
2.8. Universo .....	13
2.9. Alcance .....	13

### **CAPITULO III**

METODOLOGÍA INEXMET .....	<b>14</b>
3.1. Tipo de investigación .....	14
3.2. Metodología de Gestión .....	14
3.3. Metodología de Experimentación.....	14
3.4. Metodología INEXMET .....	15
3.4.1. Proceso de iniciación.....	16
3.4.1.1. Acta de constitución del proyecto .....	16
3.4.1.2. Identificación de Stakeholders.....	18
3.4.2. Proceso de planificación .....	19
3.4.2.1. Plan de trabajo .....	19
3.4.2.2. Recopilación de Requisitos .....	20
3.4.2.3. Formulación de la matriz de consistencia.....	21
3.4.2.4. Definición del Alcance.....	21
3.4.2.5. Formulación de la EDT .....	22
3.4.2.6. Definición de Actividades.....	22
3.4.2.7. Secuencia de Actividades.....	22
3.4.2.8. Ajuste de Recursos y Tiempos.....	23
3.4.2.9. Desarrollo del Cronograma de Actividades.....	23
3.4.2.10. Planificación de la Calidad .....	23
3.4.2.11. Identificación y Análisis de Riesgos.....	23
3.4.2.12. Plan Experimental .....	24
3.4.3. Proceso de gestión y experimentación .....	24
3.4.3.1. Gestión .....	25
3.4.3.2. Experimentación .....	26



3.4.4. Proceso de seguimiento y control.....	33
3.4.5. Proceso de cierre.....	33

## CAPITULO IV

METALURGIA DEL MINERAL SULFURADO COMPLEJO DE ORO .....	<b>35</b>
4.1 Geometalurgia .....	35
4.2 Clasificación de los minerales auríferos .....	36
4.3 Minerales libres de molienda.....	37
4.4 Minerales refractarios.....	37
4.5 Tecnologías de extracción.....	41
4.6 Amalgamación.....	42
4.7 Gravimetría .....	44
4.8 Flotación Diferencial .....	46
4.9 Flotación Total - Diferencial .....	49
4.10 Cianuración .....	54
4.11 Descripción.....	54
4.12 Termodinámica de la Cianuración .....	57
4.13 Pretratamiento.....	60
4.14 Tostación .....	61
4.15 Oxidación a Presión.....	68
4.16 Oxidación Alcalina .....	70
4.17 Oxidación alcalina de Arsenopirita.....	71
4.18 Oxidación Biológica .....	75

## CAPITULO V

DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA TAMBORAQUE.....	<b>82</b>
5.1 Localización .....	82
5.2 Planta concentradora Tamboraque .....	84
5.2.1 Descripción general.....	84
5.2.2 Etapa de Trituración y Molienda.....	85
5.2.3 Etapa de Flotación Pb-Cu-Zn .....	88
5.2.4 Etapa de Flotación de ARSENOPIRITA.....	93
5.2.5 Oxidación bacteriana .....	96

5.2.6	Lavado en contra corriente y adsorción en carbón activado.....	102
5.2.7	Tratamiento de relaves .....	104
5.2.8	Almacenamiento de relaves.....	106
5.2.9	Balance de materiales .....	108
5.2.10	Balance de sólidos y líquidos en el proceso metalúrgico.....	110

## **CAPITULO VI**

EXPERIMENTACIÓN Y RESULTADOS.....	<b>115</b>
6.1. Equipos y materiales .....	115
6.2. Muestra mineral.....	118
6.3. Muestreo de cabeza.....	119
6.4. Preparación mecánica y muestreos dependientes .....	119
6.4.1. Muestreo dependiente inicial .....	120
6.4.2. Preparación mecánica.....	121
6.5. Caracterización.....	123
6.5.1. Caracterización mineralógica .....	123
6.5.1.1. Secciones delgadas pulidas .....	123
6.5.1.2. Difracción de rayos X .....	127
6.5.2. Caracterización fisicoquímica.....	129
6.5.3. Caracterización metalúrgica.....	132
6.6. Pruebas experimentales.....	135
6.6.1. Cianuración directa del concentrado AsPy .....	137
6.6.2. Pretratamiento con NaOH del Concentrado AsPy + Cianuración .....	139
6.6.3. Remolienda + pretratamiento NaOH + cianuración .....	142
6.6.4. Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy + cianuración .....	146
6.6.5. Oxidación a baja temperatura + cianuración en caliente .....	149
6.6.6. Flotación total .....	153

## **CAPITULO VII**

DISCUSIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	<b>162</b>
7.1. Impacto ambiental .....	162
7.1.1. Reactivos usados en el PMC.....	164
7.1.2. Reactivos usados en el PMA .....	165

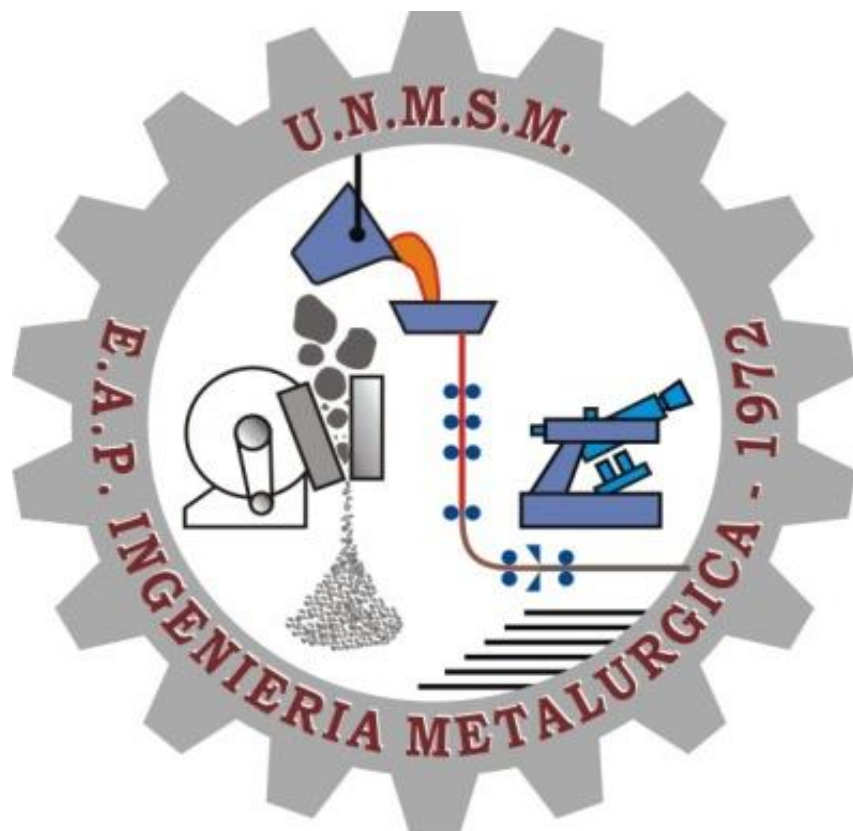


7.1.3. Volumen de agua usado por el PMC.....	169
7.1.4. Volumen de agua usado por el PMA.....	170
7.2. Impacto técnico metalúrgico .....	172
7.3. Impacto económico.....	173
7.3.1. Costo de Capital .....	174
7.3.2. Costo Operativo .....	177
7.3.2.1. Costo operativo para el PMC .....	177
7.3.2.2. Costo operativo para el PMA .....	178
7.4. Cianuración directa del concentrado AsPy .....	181
7.5. Pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy + Cianuración .....	181
7.6. Remolienda + pretratamiento NaOH + cianuración .....	182
7.7. Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy + cianuración .....	182
7.8. Oxidación a baja temperatura + cianuración en caliente .....	183
7.9. Flotación total + cianuración directa.....	183
7.10. Flotación total + pretratamiento NaOH + cianuración .....	184
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>185</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>188</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>	<b>190</b>
<b>ANEXOS DEL CAPÍTULO III</b>	
3.1. Plan del proyecto de investigación .....	194
3.2. Carta de compromiso.....	195
3.3. Resolución rectoral .....	196
3.4. Árbol de problemas.....	197
3.5. Árbol de objetivos .....	197
3.6. Matriz de consistencia .....	198
3.7. Estructura de desglose de trabajo .....	199
3.8. Cronograma de actividades y presupuesto.....	200
<b>ANEXOS DEL CAPÍTULO V</b>	
5.1. Diagrama de Flujo de la Planta Concentradora Tamboraque.....	201

5.2.	Diagrama de flujo del circuito de Chancado .....	202
5.3.	Diagrama de flujo del circuito de Molienda.....	202
5.4.	Diagrama de flujo del circuito de Cu/Pb .....	203
5.5.	Diagrama de flujo del circuito de separación Cu-Pb .....	203
5.6.	Diagrama de flujo del circuito de Zn .....	204
5.7.	Diagrama de flujo del circuito de Bulk Py/AsPy .....	204
5.8.	Diagrama de flujo del circuito de separación Py-AsPy.....	205

## **ANEXOS DEL CAPÍTULO VI**

6.1.	Equipos y materiales .....	206
6.2.	Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa .....	208
6.3.	Volúmenes y grados de liberación de los minerales observados .....	209
6.4.	Microfotografías de partículas minerales .....	210
6.5.	Reporte del análisis por Difracción de Rayos X.....	211
6.6.	Informe de Análisis de Moliendabilidad .....	212
6.7.	Informe de análisis granulométrico .....	213
6.8.	Reporte de cianuración directa al concentrado de AsPy .....	214
6.9.	Reporte de pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy.....	214
6.10.	Reporte de cianuración al producto de pretratamiento NaOH .....	215
6.11.	Reporte de pretratamiento NaOH al producto de remolienda .....	215
6.12.	Reporte de cianuración al producto de pretratamiento - remolienda .....	216
6.13.	Reporte de pretratamiento mezcla al concentrado AsPy.....	216
6.14.	Reporte de cianuración al producto de pretratamiento mezcla .....	217
6.15.	Patente BIOX® en el mundo.....	217
6.16.	Valorización del concentrado de Plomo .....	218
6.17.	Valorización del concentrado de Cobre .....	219
6.18.	Valorización del concentrado de Zinc .....	220
6.19.	Consumo mensual de energía.....	221
6.20.	Equipos utilizados en el PMC y PMA en el circuito de flotación .....	222
6.21.	Esquema del PMC y PMA en relación al volumen de tratamiento y contenido de oro.....	223



*A Dios,*

*nuestros padres,*

*familiares y amigos.*



*Agradezco en primer lugar a mi amado Dios por su grande y eterno amor, al otorgarme salud física y espiritual necesaria para la realización del presente trabajo de investigación.*

*Así mismo, especial agradecimiento a mis amados padres, quienes con su amor y disciplina me inculcaron desde niño valores y principios morales que me han ayudado a desarrollarme como persona.*

*A mi familia, quienes con sus consejos y apoyo supieron guiarme a lo largo de mi carrera y de quienes aprendí que con perseverancia y esfuerzo se logra el éxito.*

*A mis diversos profesores y maestros, quienes me brindaron, con su especial y particular enseñanza, los conocimientos básicos y fundamentales para afrontar las dificultades de esta vida.*

*Y a mis amigos que constantemente están pendientes de mi salud física y espiritual, quienes son un soporte esencial en los momentos de dificultad y alegría.*

**Luis Alberto Sánchez Quispe**  
*luis.sanchez.quispe@gmail.com*



*Quisiera expresar mis más profundos agradecimientos a mis amados padres, por su inmenso apoyo y dedicación, sacrificando metas personales por el beneficio de sus hijos.*

*Igualmente a mi querido abuelo Amador Jaimes de la O, de quien aprendí que la educación y la determinación pueden cambiar a las personas y al mundo; donde quiera que estés tus actos son mi inspiración.*

*También quiero agradecer a todos los miembros de la E.A.P. de Metalurgia quienes con su colaboración contribuyeron a la realización de esta tesis.*

**Edwar Wilmer Villavicencio Jaimes**  
*evillaj@hotmail.com*

## **AGRADECIMIENTOS**

*La presente Tesis es un esfuerzo en el cual, directa o indirectamente, participaron varias personas asesorando, direccionando, motivando y acompañando en los momentos de crisis y de satisfacción.*

*Gratitud especial y en primer lugar a Dios por el privilegio de poder tener la salud y sabiduría para poder llevar a cabo el presente trabajo de investigación.*

*A nuestro asesor, Mg. Vidal Aramburú Rojas, por la orientación y ayuda que nos brindó para la realización de la Tesis, su experiencia en la industria e investigación permitió reforzar el conocimiento aprendido en las aulas universitarias.*

*Así mismo nuestro más profundo agradecimiento al Ing. Wilmer Villavicencio Espinoza, Metalurgista Senior de la planta concentradora Tamboraque, quien nos brindó las facilidades para la obtención de las muestras correspondientes al mineral en estudio y soporte técnico metalúrgico necesario.*

*Al Ing. José Vidarte e Ing. José Macassi, por los consejos, el apoyo técnico y el ánimo brindado. Así mismo, agradecimiento especial al Mg. Daniel*



*Lovera Dávila por su apoyo en todo el proceso de elaboración y ejecución del presente estudio de investigación.*

*Al Ing. Ángel Azañero Ortiz, quien como director de la E.A.P. de Ingeniería Metalúrgica y especialista en trabajos de investigación a nivel de laboratorio, nos brindó todas las facilidades y recomendaciones para el uso correcto de los laboratorios, materiales y equipos. Así mismo, al Ing. Vladimir Arias Arce quien nos proporcionó el ambiente del instituto de investigación (IIGEO – UNMSM) para los trabajos de gabinete. Por último, pero no menos importante, al Ing. Luis Puente Santibañez, quien direccionó la investigación en el aspecto metodológico.*

*Finalmente, y no menos importante, agradecimiento a nuestros queridos amigos Oscar Cardoza y Diego Bellido quienes nos apoyaron y permitieron compartir inolvidables experiencias durante estos años de vida universitaria. Así mismo, a los estudiantes del grupo de investigación GEIGEODS, quienes estando en los ciclos intermedios de esta fascinante carrera profesional de ingeniería metalúrgica, nos apoyaron en la realización de las pruebas experimentales.*

**Los Tesistas**

## **LISTA DE TABLAS**

<b>Tabla N° 1:</b> Principales propiedades físicas del Oro .....	1
<b>Tabla N° 2:</b> Características y propiedades de los minerales auríferos .....	2
<b>Tabla N° 3:</b> Producción minera en el total mundial, 1990 - 2010.....	8
<b>Tabla N° 4:</b> Producción minera en el total mundial, 1990 - 2010.....	9
<b>Tabla N° 5:</b> Clasificación de los minerales de auríferos.....	40
<b>Tabla N° 6:</b> Oro fino que no puede recuperarse por los equipos gravimétricos .....	46
<b>Tabla N° 7:</b> Diferencias entre flotación diferencial y flotación total .....	52
<b>Tabla N° 8:</b> Cuadro resumen comparativo de principales procesos de oxidación .....	62
<b>Tabla N° 9:</b> Productos de la planta concentradora Tamboraque .....	84
<b>Tabla N° 10:</b> Porcentaje en peso de los productos de la planta concentradora .....	85
<b>Tabla N° 11:</b> Características de los principales equipos de trituración .....	86
<b>Tabla N° 12:</b> Características de los equipos de molienda y clasificación .....	87
<b>Tabla N° 13:</b> Características de los equipos del circ. flotación Pb-Cu-Zn .....	89
<b>Tabla N° 14:</b> Dosificación de reactivos / Circ. Pb-Ag y Zn.....	90
<b>Tabla N° 15:</b> Ley promedio del mineral de cabeza / Feb.2012 .....	90
<b>Tabla N° 16:</b> Leyes y recuperaciones - concentrado Pb - Febrero 2012.....	91
<b>Tabla N° 17:</b> Leyes y recuperaciones - concentrado de Cu - Febrero 2012.....	92
<b>Tabla N° 18:</b> Leyes y recuperaciones - concentrado de Zn - Febrero 2012 .....	92
<b>Tabla N° 19:</b> Características de los equipos del circ. Flotación arsenopirita .....	94
<b>Tabla N° 20:</b> Características de los equipos del circ. de remolienda.....	94
<b>Tabla N° 21:</b> Dosificación de reactivos de la flotación de Py-AsPy .....	95
<b>Tabla N° 22:</b> Leyes y recuperaciones - concentrado bulk Py-AsPy - Febrero 2012.....	95
<b>Tabla N° 23:</b> Leyes y recuperaciones relave general - 2012 .....	96
<b>Tabla N° 24:</b> Características equipos para preparación de Inóculo Bacteriano .....	97
<b>Tabla N° 25:</b> Características de equipos en circuito de oxidación bacteriana .....	98
<b>Tabla N° 26:</b> Bacterias actuantes en proceso BIOX® en Tamboraque .....	98
<b>Tabla N° 27:</b> Parámetros de operación en el circuito de oxidación bacteriana .....	100
<b>Tabla N° 28:</b> Dosificación de reactivos BIOX con respecto al Mineral Cabeza .....	101
<b>Tabla N° 29:</b> Dosificación de reactivos BIOX con respecto al Concentrado.....	101
<b>Tabla N° 30:</b> Características de los equipos CCD – CIP .....	103
<b>Tabla N° 31:</b> Dosificación de reactivos en CCD-CIL / mineral cabeza .....	104
<b>Tabla N° 32:</b> Dosificación de reactivos en CCD-CIL / concentrado CIL .....	104
<b>Tabla N° 33:</b> Características de equipos para el tratamiento de relaves.....	105
<b>Tabla N° 34:</b> Dosificación de reactivos para tratamiento de relaves .....	106



<b>Tabla N° 35:</b> Dosificación de reactivos para tratamiento de relaves .....	107
<b>Tabla N° 36:</b> Características de los relaves filtrados .....	107
<b>Tabla N° 37:</b> Volumen de tratamiento en la planta concentradora .....	108
<b>Tabla N° 38:</b> Tratamiento del concentrado de arsenopirita.....	108
<b>Tabla N° 39:</b> Tratamiento de efluentes ácidos .....	108
<b>Tabla N° 40:</b> Tratamiento del relave cianurado.....	109
<b>Tabla N° 41:</b> Total de concentrados producidos .....	109
<b>Tabla N° 42:</b> Volumen estimado de producción de desechos sólidos .....	109
<b>Tabla N° 43:</b> Total de desechos sólidos producidos .....	109
<b>Tabla N° 44:</b> Ingreso de sólidos al circuito de flotación .....	110
<b>Tabla N° 45:</b> Salida de sólidos del circuito de flotación .....	110
<b>Tabla N° 46:</b> Ingreso de líquidos al circuito de flotación .....	110
<b>Tabla N° 47:</b> Salida de líquidos del circuito de flotación .....	111
<b>Tabla N° 48:</b> Ingreso de sólidos al circuito de Lix. Bac – CCD – Neut. ....	111
<b>Tabla N° 49:</b> Salida de sólidos del circuito de Lix. Bac – CCD – Neut. ....	1116
<b>Tabla N° 50:</b> Ingreso de líquidos al circuito de Lix. Bac – CCD – Neut. ....	112
<b>Tabla N° 51:</b> Salida de líquidos del circuito de Lix. Bac – CCD – Neut. ....	112
<b>Tabla N° 52:</b> Ingreso de sólidos a la cancha de relaves .....	113
<b>Tabla N° 53:</b> Características físicas del relave .....	113
<b>Tabla N° 54:</b> Ingreso de líquidos a la cancha de relaves.....	114
<b>Tabla N° 55:</b> Minerales caracterizados presentes en la muestra mineral.....	124
<b>Tabla N° 56:</b> Distribución volumétrica comparativa de la muestra mineral de    cabeza .....	124
<b>Tabla N° 57:</b> Grado de liberación comparativa de la muestra mineral de cabeza .....	125
<b>Tabla N° 58:</b> Análisis químico del mineral de cabeza .....	130
<b>Tabla N° 59:</b> Porcentaje de humedad del mineral de cabeza .....	130
<b>Tabla N° 60:</b> Gravedad específica del mineral de cabeza .....	131
<b>Tabla N° 61:</b> Acidez natural del mineral de cabeza .....	131
<b>Tabla N° 62:</b> Análisis Granulométrico del mineral de cabeza AG-001 .....	133
<b>Tabla N° 63:</b> Análisis Granulométrico del mineral de cabeza AG-002 .....	133
<b>Tabla N° 64:</b> Análisis de moliendabilidad del mineral de cabeza .....	134
<b>Tabla N° 65:</b> Cianuración directa del concentrado AsPy .....	137
<b>Tabla N° 66:</b> Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy .....	139
<b>Tabla N° 67:</b> Pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy.....	140
<b>Tabla N° 68:</b> Cianuración al producto de pretratamiento NaOH .....	141
<b>Tabla N° 69:</b> Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy .....	142
<b>Tabla N° 70:</b> Remolienda del concentrado AsPy .....	143
<b>Tabla N° 71:</b> Pretratamiento NaOH al producto de remolienda .....	144

<b>Tabla N° 72:</b> Cianuración del producto de pretratamiento - remolienda .....	145
<b>Tabla N° 73:</b> Balance metalúrgico de cianuración del producto de pretratamiento - remolienda .....	146
<b>Tabla N° 74:</b> Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy .....	147
<b>Tabla N° 75:</b> Cianuración al producto de pretratamiento mezcla .....	148
<b>Tabla N° 76:</b> Balance metalúrgico de cianuración del producto de pretratamiento mezcla ....	149
<b>Tabla N° 77:</b> Oxidación a baja tempera del concentrado AsPy .....	150
<b>Tabla N° 78:</b> Cianuración en caliente al producto oxidado .....	152
<b>Tabla N° 79:</b> Balance metalúrgico de cianuración al producto oxidado.....	153
<b>Tabla N° 80:</b> Molienda del mineral de cabeza .....	154
<b>Tabla N° 81:</b> Reactivos usados en la flotación total .....	155
<b>Tabla N° 82:</b> Productos obtenidos en la flotación total .....	156
<b>Tabla N° 83:</b> Leyes obtenidas de la flotación total .....	156
<b>Tabla N° 84:</b> Recuperaciones obtenidas de la flotación total.....	157
<b>Tabla N° 85:</b> Cianuración directa al concentrado bulk – flotación total.....	158
<b>Tabla N° 86:</b> Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy .....	159
<b>Tabla N° 87:</b> Pretratamiento del concentrado bulk – flotación total .....	160
<b>Tabla N° 88:</b> Cianuración al producto de pretratamiento NaOH – Conc. Bulk .....	161
<b>Tabla N° 89:</b> Balance metalúrgico de la cianuración del pretratamiento - Conc. Bulk .....	161
<b>Tabla N° 90:</b> Reactivos usados del PMC en circ. Pb-Cu .....	164
<b>Tabla N° 91:</b> Reactivos usados del PMC en el circ. Zn .....	164
<b>Tabla N° 92:</b> Reactivos usados del PMC en circ. Py/AsPy .....	165
<b>Tabla N° 93:</b> Reactivos usados del PMA en circ. Flotación Total.....	165
<b>Tabla N° 94:</b> Reactivos usados del PMA en circ. Pb/Cu/Zn .....	166
<b>Tabla N° 95:</b> Reactivos usados del PMA en el circ. Pb/Cu.....	166
<b>Tabla N° 96:</b> Consumo de reactivos tóxicos comparativo del PMC y PMA .....	167
<b>Tabla N° 97:</b> Volumen de agua captada del río Rímac para el PMC.....	170
<b>Tabla N° 98:</b> Volumen de agua captada del río Rímac para el PMA.....	171
<b>Tabla N° 99:</b> Comparación de recuperaciones en un PMC y PMA .....	172
<b>Tabla N° 100:</b> Comparación de subproceso y volumen de tratamiento del PMC y PMA .....	174
<b>Tabla N° 101:</b> Costos de equipos para circuitos de flotación en el PMC.....	175
<b>Tabla N° 102:</b> Costos en equipos para flotación total .....	176
<b>Tabla N° 103:</b> Ganancia bruta de productos principales de flotación .....	177
<b>Tabla N° 104:</b> Costos de energía en el PMC .....	178
<b>Tabla N° 105:</b> Costos de energía en el PMC .....	179
<b>Tabla N° 106:</b> Costos de energía en el PMA .....	179
<b>Tabla N° 107:</b> Costos de energía en el PMA .....	180



## LISTA DE FIGURAS

<b>Figura N° 1:</b> Diagrama de involucrados.....	18
<b>Figura N° 2:</b> Segundo muestreo del mineral.....	28
<b>Figura N° 3:</b> Esquema de la metodología para caracterización y pruebas experimentales .....	29
<b>Figura N° 4:</b> Correlación Au - As; datos de pruebas en minas Gloria Joyce (Yauli) y Coricancha (Tamboraque).....	49
<b>Figura N° 5:</b> Comparación esquemática de la flotación selectiva y flotación total .....	51
<b>Figura N° 6:</b> Diagrama Eh-pH para cianuro-oro-agua, sistema a 25 °C para [Au]=01 mM y [CN]=1mM.....	59
<b>Figura N° 7:</b> Mecanismo de combustión de los granos de arsenopirita .....	65
<b>Figura N° 8:</b> Mecanismo de coalescencia de partículas de oro durante tostación de la arsenopirita aurífera .....	67
<b>Figura N° 9:</b> Diagrama Eh-pH para el Fe-As-S-H <sub>2</sub> O a 25°C.....	73
<b>Figura N° 10:</b> Esquema de los mecanismos de oxidación bacteriana .....	78
<b>Figura N° 11:</b> Plano General Planta Tamboraque .....	82
<b>Figura N° 12:</b> Mapa del distrito de San Mateo de Huanchor .....	83
<b>Figura N° 13:</b> Variación de las leyes del mineral de cabeza Febrero 2012.....	91
<b>Figura N° 14:</b> Bacteria Acidithiobacillus ferrooxidans .....	99
<b>Figura N° 15:</b> Bacteria Lepstopirillum ferrooxidans .....	99
<b>Figura N° 16:</b> Diagrama del proceso BIOX® .....	100
<b>Figura N° 17:</b> Frontis del Laboratorio de Metalurgia Extractiva - UNMSM .....	115
<b>Figura N° 18:</b> Muestra de estudio - compósito de mineral de cabeza y concentrado AsPy.....	118
<b>Figura N° 19:</b> Preparación mecánica y muestreos dependientes .....	122
<b>Figura N° 20:</b> Principales fases presentes en el difactograma de la muestra analizada .....	128
<b>Figura N° 21:</b> Esquema de las pruebas metalúrgicas experimentales realizadas .....	136
<b>Figura N° 22:</b> Preparación de prueba de cianuración directa.....	138
<b>Figura N° 23:</b> Preparación de prueba de cianuración de pre tratamiento con NaOH .....	141
<b>Figura N° 24:</b> Preparación de la prueba de remolienda .....	143
<b>Figura N° 25:</b> Preparación de cianuración al producto de pretratamiento - remolienda .....	145
<b>Figura N° 26:</b> Horno de tostación con atmósfera controlada.....	150
<b>Figura N° 27:</b> Ingreso del mineral a la mufla .....	151
<b>Figura N° 28:</b> Prueba de cianuración en caliente .....	153
<b>Figura N° 29:</b> Acondicionamiento de reactivos para flotación total .....	157
<b>Figura N° 30:</b> Flotación total .....	157
<b>Figura N° 31:</b> Esquema general del PMC en la planta concentradora Tamboraque .....	163



<b>Figura N° 32:</b> Esquema general del PMA propuesto .....	163
<b>Figura N° 33:</b> Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA .....	168
<b>Figura N° 34:</b> Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA .....	169
<b>Figura N° 35:</b> Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA .....	171



## LISTA DE ACRÓNIMOS Y SIGLAS

<b>PMI</b>	Project Management Institute
<b>PMBOK</b>	Project Management Body of Knowledge
<b>MML</b>	Metodología del Marco Lógico
<b>PMC</b>	Proceso Metalúrgico Convencional
<b>PMA</b>	Proceso Metalúrgico Alternativo
<b>CCD</b>	Decantación en Contra Corriente
<b>CIP</b>	Carbón en Pulpa
<b>CIL</b>	Carbón en Lixiviación
<b>MEM</b>	Ministerio de Energía y Minas
<b>CSI</b>	Consejo Superior de Investigaciones
<b>HDPE</b>	Polietileno de alta densidad
<b>ORE PASS</b>	Conducto de extracción
<b>ROM</b>	Mineral en bruto
<b>SART</b>	Sulfidización (S), acidificación (A), recirculación de cianuro (R), y espesamiento del precipitado de cobre
<b>MPE</b>	Minería a pequeña escala
<b>DRX</b>	Difracción de rayos X
<b>PLS</b>	Solución de lixiviación cargada
<b>GGs</b>	Gangas
<b>CF</b>	Contenido fino
<b>FCC</b>	Cúbica centrada en las caras

## **NOMENCLATURA**

<b>Py</b>	Pirita
<b>AsPy</b>	Arsenopirita
<b>Pb</b>	Plomo
<b>Zn</b>	Zinc
<b>Au</b>	Oro
<b>Ag</b>	Plata
<b>Fe</b>	Hierro
<b>As</b>	Arsénico
<b>S</b>	Azufre
<b>Sb</b>	Antimonio
<b>AuTe<sub>2</sub></b>	Teluro
<b>AuSb<sub>2</sub></b>	Estibina
<b>FeAsS</b>	Arsenopirita
<b>AsS</b>	Rejalgar
<b>As<sub>2</sub>S<sub>3</sub></b>	Oropimente
<b>ZnS</b>	Esfalerita
<b>PbS</b>	Galena
<b>CuFeS<sub>2</sub></b>	Calcopirita
<b>Cu<sub>12</sub>As<sub>4</sub>S<sub>13</sub></b>	Tennantita
<b>FeS<sub>2</sub></b>	Pirita
<b>NH<sub>4</sub>OH</b>	Hidróxido de amonio
<b>Na<sub>2</sub>S</b>	Sulfuro de Sodio
<b>AsCl<sub>3</sub></b>	Tricloruro de arsénico
<b>Ca(OH)<sub>2</sub></b>	Hidróxido de calcio
<b>FeSO<sub>4</sub></b>	Sulfato ferroso
<b>CaHAsO<sub>3</sub></b>	Arsenito de calcio
<b>H<sub>2</sub>O</b>	Agua
<b>NaHS</b>	Hidrosulfuro de sodio
<b>CaO<sub>2</sub></b>	Peróxido de calcio



<b>SO<sub>2</sub></b>	Dióxido de Azufre
<b>NaHSO<sub>3</sub></b>	Bisulfito de sodio
<b>Na<sub>2</sub>Cr<sub>2</sub>O<sub>7</sub></b>	Bicromato de sodio
<b>NaCN</b>	Cianuro de sodio
<b>CN<sup>-</sup></b>	Cianuro libre
<b>HCN</b>	Ácido cianhídrico
<b>H<sub>2</sub>O<sub>2</sub></b>	Peróxido de hidrógeno
<b>Au(CN)<sup>2-</sup></b>	Complejo cianurado de oro
<b>HAsO<sub>2</sub></b>	Ácido metarsenioso
<b>AsO<sub>4</sub><sup>3-</sup></b>	Ion Arseniato
<b>Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub></b>	Sulfato férrico
<b>H<sub>2</sub>AsO<sub>4</sub></b>	Acido de arseniato
<b>H<sub>3</sub>AsO<sub>4</sub></b>	Acido arsénico
<b>NaOH</b>	Hidróxido de Sodio
<b>Na<sub>2</sub>S</b>	Sulfuro de Sodio
<b>NaOH</b>	Hidróxido de Sodio
<b>CaO</b>	Cal
<b>H<sub>2</sub>O</b>	Agua
<b>XZ - 6</b>	Xantato Amilico de Potasio
<b>XZ - 11</b>	Xantato Isopropílico de Sodio
<b>A 404</b>	Aero 404
<b>A 242</b>	Aerofloat 242
<b>A 3418</b>	Aerophine 3418
<b>U/F</b>	Under Flow
<b>O/F</b>	Over Flow
<b>MIBC</b>	Metil Isobutil Carbinol
<b>G.E.</b>	Gravedad específica
<b>Tm</b>	Tonelada métrica
<b>g/Tm</b>	Gramos por tonelada métrica
<b>Oz/Tm</b>	Onzas por tonelada métrica
<b>Tpd</b>	Toneladas por día

<b>Tm/mes</b>	Tonelada métrica por mes
<b>Tm/día</b>	Tonelada métrica por día
<b>m<sup>3</sup>/día</b>	Metros cúbicos por día
<b>m<sup>3</sup>/mes</b>	Metros cúbicos por mes
<b>g/l</b>	Gramos por litro
<b>cm<sup>3</sup></b>	Centímetros cúbicos
<b>g/cm<sup>3</sup></b>	Gramos por centímetro cúbico
<b>cm<sup>2</sup>/g</b>	Centímetros cuadrados por gramo
<b>eV</b>	electrovoltio
<b>Ω.cm</b>	Ohmio centímetro
<b>μ</b>	Micras
<b>μm</b>	Micrómetro
<b>ml</b>	Mililitro
<b>Eh</b>	Potencial Redox
<b>pH</b>	Potencial de hidrógeno
<b>%CN<sup>-</sup></b>	Porcentaje de cianuro libre
<b>\$/Oz</b>	Dólares por onza
<b>%Rec</b>	Porcentaje de recuperación
<b>Km.</b>	Kilómetro
<b>msnm</b>	Metros sobre el nivel del mar
<b>Unid.</b>	Unidad
<b>200 m.</b>	Malla doscientos
<b>c/u</b>	Cada uno(a)
<b>HP</b>	Caballo de potencia
<b>“</b>	Pulgada
<b>°C</b>	Grados Celsius
<b>ml</b>	Mililitro
<b>s</b>	Segundo
<b>min</b>	Minuto
<b>h</b>	Hora
<b>Nm<sup>3</sup>/h</b>	Normal metros cúbicos por hora



<b>m<sup>3</sup></b>	Metros cúbicos
<b>kPa</b>	Kilopascal
<b>kW-h/t</b>	Kilovatios hora por tonelada
<b>ppm</b>	Partes por millón
<b>M</b>	Molar
<b>V</b>	Voltio
<b>E°</b>	Potencial de reducción
<b>kJ/mol</b>	Kilojulio por mol
<b>mV</b>	Milivoltio

## **RESUMEN**

El Perú, país rico en minerales y reservas de oro en cantidades apreciables, tiene un sector minero metalúrgico atractivo al mundo y de gran importancia en el desarrollo económico nacional. Sin embargo, en la metalurgia del oro existen minerales llamados refractarios o complejos donde el oro fino libre se encuentra atrapado o asociado a los sulfuros (pirita y arsenopirita), problemas presentes en la planta concentradora Tamboraque, el cual utiliza procesos metalúrgicos convencionales poco eficientes y de altos costos operativos. En este sentido, el presente trabajo de investigación encontró una alternativa para el tratamiento de este tipo de minerales complejos que consiste en una **flotación total** en una **primera etapa** y luego una **flotación diferencial especial** en la segunda etapa, obteniendo como resultados una reducción de **76.82%** del volumen de tratamiento, **78.31%** del consumo de reactivos, **63.64%** de presencia de reactivos tóxicos en el relave general, **55.85%** del volumen de agua utilizado para los circuitos de flotación y **55.04%** en gastos operativos de los mismos. Además se determinó que con una inversión mínima de **406,160.73 US\$** se podrá implementar esta propuesta utilizando sus mismas instalaciones y recursos, generando un ingreso anual de **222,486.01 US\$**, y con ventajas significativas en el aspecto ambiental, técnico y económico.

### **Palabras clave:**

Minerales refractarios, cianuración, flotación, arsenopirita



## ABSTRACT

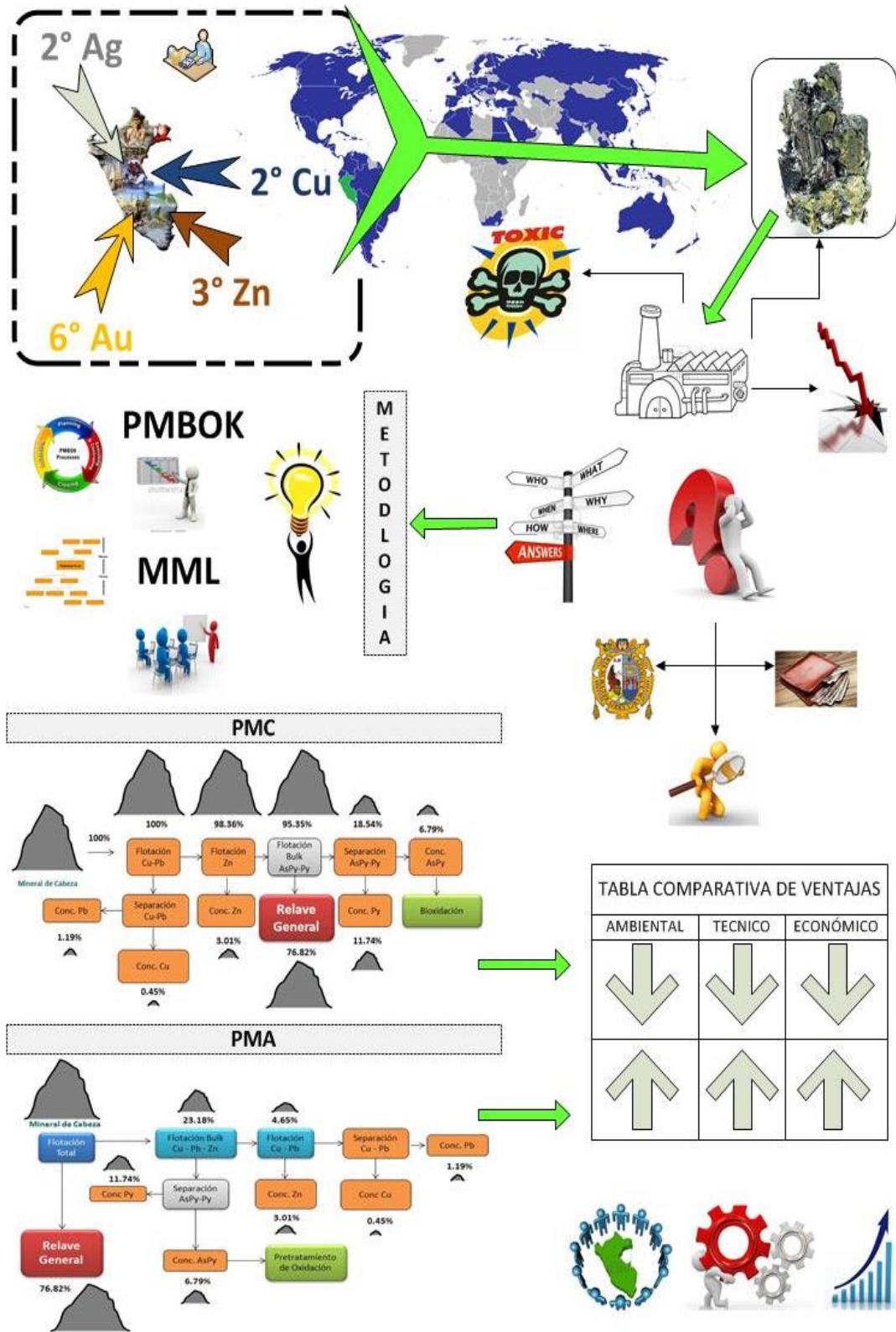
Peru, which is a rich country in amount of ores and gold reserves, moreover; it has an attractive minerals sector to the world and of great importance in national economic development. However, in the metallurgy of gold ores, there are minerals called refractory or complex, where free fine gold is trapped or associated with sulfides (pyrite and arsenopyrite), this problem can be seen in the concentrator Tamboraque, which uses inefficient conventional metallurgical processes and of high operating costs. Hence, the present research found an alternative treatment for this type of complex mineral, consisting in a **total flotation** in a **first stage** and then a **special differential flotation** in the **second stage**, obtaining as a result a reduction of **76.82 %** treatment volume, **78.31 %** the consumption of reagents, **63.64 %** presence of toxic reactive in general tailings, **55.85 %** and **55.04 %** the volume of water and operating expenses used in flotation circuits in thereof. Furthermore, it was determined that a minimum investment of **U.S. \$ 406,160.73**, this proposal can be implemented using only their own facilities and resource, generating an annual income of **U.S. \$ 222,486.01**, and significant advantages in the environmental, technical and economic aspect.

### Keywords:

Refractory ores, cyanidation, flotation, arsenopyrite



# RESUMEN GRÁFICO





## **CAPITULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

Desde tiempos remotos el oro ha sido valorado por sus principales propiedades físicas (Ver Tabla N° 1), bello color amarillo intenso, lustre, ductilidad y estabilidad a condiciones ambientales. Es un metal noble y usualmente aleada para darle más dureza. El oro metálico también es buen conductor eléctrico, lo que le ha permitido expandir su uso en la industria moderna en las últimas décadas (Zhang, 2004).

**Tabla N° 1: Principales propiedades físicas del Oro**

Propiedades	Unidad	Valor
Número atómico		79
Peso atómico		197.2
Densidad a 20 °C	g/cm <sup>3</sup>	19.32
Punto de fusión	°C	1064.4
Punto de ebullición	°C	2808
Electronegatividad	eV	2.54
Estructura cristalina		FCC
Dureza (escala Mohs)		2.5
Resistencia eléctrica a 20°C	Ω.cm	2.06 x 10-6

**Fuente:** (Zhang, 2004)



Los minerales de valor económico son el oro nativo, que es uno de los pocos metales que generalmente se encuentra en estado metálico en la naturaleza, los telurios (Ver Tabla N° 2) y la estibina ( $\text{AuSb}_2$ ); los cuales pueden encontrarse en tamaños granulares, pepitas, detriticos y escamas; normalmente formando aleaciones en mayor o menor proporción con plata, cobre, hierro y metales del grupo del platino, asociados casi invariablemente con cuarzo y son sulfuros de **piritas y arsenopiritas** en depósitos aluviales o placeres (Pérez Honores & Villachica León, 2003).

Tabla N° 2: Características y propiedades de los minerales auríferos

Nombre	Fórmula	Contenido %Au	Gravedad Específica	Dureza Mohs
Oro nativo	Au	>75	16 - 19	2.5 - 3.0
Electrum	(Au, Ag)	22-55	13 - 16	2.0 - 2.5
Calaverita	$\text{AuTe}_2$	40	9.2	2.5 – 3.0
Krennerita	$\text{Au}_4\text{AgTe}_{10}$	31-44	8.6	2.5
Silvanita	$\text{AuAgTe}_4$	24-30	8.2	1.5 - 2.0
Petzita	$\text{Ag}_3\text{AuTe}_2$	19-25	9.1	2.5
Hesita	$\text{Ag}_2\text{Te}$	<5	8.4	2.5 - 3.0

Fuente: (Pérez Honores & Villachica León, 2003)

A causa del agotamiento de las reservas de minerales de oro y debido al incremento en el precio de este elemento precioso, el tratamiento de minerales auríferos de baja ley, está recibiendo considerable atención en la actualidad. Algunos son tratados por procesos metalúrgicos convencionales (PMC's), sin

embargo otros requieren de seguimientos complejos; lo que nos lleva a desarrollar procesos metalúrgicos alternativos (PMA's) para recuperar el metal valioso.

En la metalurgia del oro, especial atención merecen aquellos minerales llamados refractarios o minerales problema. Estos incluyen al oro combinado químicamente (teluros), el oro libre atrapado o asociado en los sulfuros refractarios (pirita y especialmente arsenopirita) y el oro lixiviable que es readsorbido sobre materiales carbonáceos en el mineral. Por lo general el tratamiento de este tipo de minerales complejos requieren la aplicación de técnicas de pretratamiento o combinación de estas; sin embargo hay minerales que no responden satisfactoriamente inclusive a este tipo de tratamientos previos, lo que una mayor investigación en este tema es necesaria (Misari Chuquipoma, 2010).

El Perú, país eminentemente minero y con reservas de oro en cantidades apreciables que van desde relaves hasta minerales de buena ley, viene utilizando el 0.78% del territorio nacional en exploración y el 0.27 % en explotación, esto nos permite observar el gran potencial minero que presenta nuestro país (Vilca Achata, 2011).

Además, según consulta Gerens, nuestro país mejoró en el ranking global de producción minera y **ascendió al puesto siete** desde el octavo lugar que ocupó en el 2011. De esta manera, **la participación del Perú en la**



**producción minera mundial representó el 4,1% del total**, con un valor de producción por encima de los US\$27.000 millones, de acuerdo al estudio denominado **El Desempeño de la Industria Minera Mundial: 1992-2012**. (El Comercio, 2013)

En este sentido, este trabajo de investigación consistió en una **evaluación sistematizada** de los principales procesos y operaciones metalúrgicas de la planta concentradora Tamboraque, así como también la propuesta de un **PMA para el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro** de la mina Coricancha, distrito San Mateo de Huanchor, provincia Huarochirí, región Lima, obteniendo resultados importantes y de aplicación en la industria.

Las pruebas metalúrgicas experimentales a nivel de laboratorio fueron realizados principalmente en el Laboratorio de Extractiva de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, nuestra casa de estudios y cuna de la investigación nacional.

## **CAPITULO II**

### **SISTEMATIZACIÓN DE LA PROBLEMÁTICA**

#### **2.1. Situación problemática**

Los principales problemas latentes en la planta concentradora Tamboraque son la contaminación ambiental, complejidad de su mineralogía y costos excesivos de operación, desarrollados de la siguiente manera:

Primero, en **problemas técnicos**, como es el caso de los minerales de oro de baja ley y mineralogía compleja (como los denominados refractarios), los cuales requieren especial atención e investigación profunda para desarrollar métodos innovadores para poder extraer el metal precioso.

Otro punto de gran importancia es el **problema ambiental**, ya que las leyes correspondientes a normativas ambientales cada vez son más estrictas, especialmente en el sector minero metalúrgico. En este sentido, requiere el uso de nuevas tecnologías o tecnologías limpias, optimizando así las operaciones metalurgias y reduciendo el impacto ambiental.

Finalmente y no menos importante, tenemos el **problema económico**, siendo conocedores que la factibilidad de un proyecto o expansión de uno existente se basa en las inversiones, por eso es muy importante de parte del ingeniero metalúrgico asegurar la buena pro de la inversión con procesos



eficientes y que consuman la menor cantidad de recursos y obtengan grandes utilidades.

La presente tesis, propone un **PMA para el tratamiento de minerales sulfurados complejos de Oro**, realizando una **evaluación sistematizada** de los procesos alternativos y operaciones metalúrgicas de la planta concentradora Tamboraque para mejorar las condiciones ambientales, técnicas y económicas.

## **2.2. Formulación del problema**

### **2.2.1. Problema general**

¿En qué medida los procesos metalúrgicos convencionales (PMC's) impactan negativamente el aspecto ambiental, técnico y económico de la planta concentradora Tamboraque?

### **2.2.2. Problema específico 1**

¿Por qué presenta un bajo porcentaje de extracción de oro los procesos metalúrgicos convencionales (PMC's) en el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro?

### **2.2.3. Problema específico 2**

¿En qué medida se puede reducir la contaminación ambiental en las operaciones de la planta concentradora Tamboraque?



#### **2.2.4. Problema específico 3**

¿En qué medida los altos costos operativos y de capital del proceso metalúrgico convencional presentan pérdidas económicas importantes?

#### **2.3. Justificación**

El notable crecimiento económico que ha alcanzado el Perú en los últimos años, es sustentado en una economía de libre mercado con importante participación del sector privado tanto nacional como extranjero, invirtiendo en las principales actividades económicas del país, ubicado entre los primeros productores mundiales de plata, cobre, oro y plomo, como se muestra en la Tabla N° 3.(Beltrán, 2013).

En ese contexto, el sector minero juega un papel muy importante, ya que representa el 75% de las inversiones totales que se realizan en nuestro país (MEM, 2012), haciendo que la participación del Perú en la producción minera mundial subiera dos puestos hacia adelante, a diferencia de la posición el 2010, como se muestra en la Tabla N° 4. Sin embargo, la recuperación de valores metálicos en minerales refractarios de oro es latente y en crecimiento a nivel nacional, ya que los minerales oxidados presentes en la parte superficial de la corteza y que aplican a PMC's se están agotando (Misari Chuquipoma, 2010), encontrándolos hoy en día como sulfuros complejos, los cuales se vuelven refractarios a este tipo de procesos.



Tabla N° 3: Producción minera en el total mundial, 1990 - 2010

Mineral	Porcentaje en el total mundial					Mayores tres productores de la región en 2010
	1990	1995	2000	2005	2010	
Bauxita	22,9	26,7	26,0	27,5	19,0	Brasil, Jamaica y Suriname
Aluminio primario	9,2	10,4	8,9	7,5	5,7	Brasil, Argentina y Venezuela (República Bolivariana de)
Cobre en mina	24,9	32,2	43,0	46,5	45,3	Chile, Perú y México
Cobre refinado	15,7	23,2	25,1	23,7	21,9	Chile, Perú y México
Oro	10,3	12,5	14,4	18,1	19,2 <sup>a</sup>	Perú, Brasil y México
Plata	34,2	38,3	26,4	26,3	30,8 <sup>a</sup>	Perú, México y Bolivia (Estado Plurinacional de)
Estaño en mina	28,3	27,8	26,0	21,2	19,5	Bolivia (Estado Plurinacional de), Perú y Brasil
Estaño refinado	23,1	15,8	14,9	18,0	16,6	Perú, Bolivia (Estado Plurinacional de) y Brasil
Hierro	22,6	24,9	26,1	26,0	23,1 <sup>a</sup>	Brasil, Venezuela (República Bolivariana de) y México
Molibdeno en mina	15,8	18,2	35,2	37,3	31,8	Chile, Perú y México
Níquel en mina	11,5	11,7	14,1	15,1	12,9	Cuba, Brasil y Colombia
Níquel refinado	9,7	10,1	10,7	13,4	11,6	Colombia, Cuba y Brasil
Plomo en mina	13,3	15,5	14,7	14,6	14,5	Perú, México y Bolivia (Estado Plurinacional de)
Plomo refinado	7,8	7,6	8,4	7,2	7,4	México, Brasil y Argentina
Zinc en mina	16,8	20,6	19,0	21,0	21,7	México, Bolivia (Estado Plurinacional de) y Brasil
Zinc refinado	7,5	8,5	7,3	7,9	7,0	México, Brasil y Perú

Fuente: (Beltrán, 2013)

Como toda empresa minero metalúrgica, tiene la necesidad de extraer de manera eficiente y la mayor cantidad los recursos naturales metálicos, usando por ejemplo métodos de concentración por flotación diferencial y extracción por cianuración intensiva a minerales sulfurados auríferos, y de esta manera obtener un beneficio económico y generadora de desarrollo en la zona de acción.

La planta concentradora “Tamboraque” ubicada en el distrito de San Mateo de Huanchor, provincia de Huarochirí, región Lima; viene realizando el tratamiento metalúrgico de minerales sulfurados complejos de oro provenientes

de la mina Coricancha, sin embargo, el proceso actual es un conjunto de procesos metalúrgicos poco eficientes. Además, principales problemas latentes en la planta concentradora son la contaminación ambiental, complejidad de su mineralogía y costos excesivos de operación.

**Tabla N° 4: Producción minera en el total mundial, 1990 - 2010**

Rank and country	2010 Production value (current US\$ million)	2010 Production value	2000 Production value (current US\$ million)	2000 Production value	Change in production value 2000-2010	2010 Production value as % of 2010 GDP	2000 Production value as % of 2000 GDP	2010 Mineral export contribution
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)
1 Australia	71,955	15.6%	16,444	14.7%	337.8%	7.8%	3.9%	40.3%
2 China	69,281	15.0%	10,576	9.4%	555.1%	1.2%	0.9%	1.5%
3 Brazil	47,027	10.2%	7,754	6.9%	506.5%	2.3%	1.2%	19.0%
4 Chile	31,275	6.8%	10,452	9.3%	199.2%	14.7%	13.9%	65.9%
5 Russian Federation	28,680	6.2%	10,776	9.6%	166.1%	1.9%	4.1%	6.6%
6 South Africa	27,116	5.9%	12,694	11.3%	113.6%	7.5%	9.6%	37.4%
7 India	26,042	5.6%	2,930	2.6%	788.8%	1.5%	0.6%	17.9%
8 United States	22,957	5.0%	11,253	10.0%	104.0%	0.2%	0.1%	6.2%
9 Peru	18,832	4.1%	4,682	4.2%	302.2%	12.0%	8.8%	62.7%
10 Canada	13,984	3.0%	7,853	7.0%	78.1%	0.9%	1.1%	11.9%
11 Indonesia	12,225	2.6%	4,948	4.4%	147.1%	1.7%	3.0%	10.6%
12 Ukraine	9,283	2.0%	1,807	1.6%	413.6%	6.7%	5.8%	8.2%
13 Mexico	8,361	1.8%	2,426	2.2%	244.6%	0.8%	0.4%	4.9%
14 Kazakhstan	7,248	1.6%	2,390	2.1%	203.3%	4.9%	13.1%	13.1%
15 Iran, Islamic rep.	4,387	0.9%	802	0.7%	446.8%	1.3%	0.8%	3.7%
16 Philippines	4,221	0.9%	397	0.4%	964.1%	2.1%	0.5%	6.8%
17 Sweden	3,974	0.9%	1,058	0.9%	275.5%	0.9%	0.4%	5.3%
18 Ghana	3,964	0.9%	1,015	0.9%	290.4%	12.7%	20.4%	25.4%
19 Zambia	3,850	0.8%	616	0.5%	524.7%	23.8%	19.0%	83.6%
20 Papua New Guinea	3,166	0.7%	1,338	1.2%	136.5%	33.4%	38.0%	54.0%
<b>Total top-20</b>	<b>417,867</b>							
<b>as % of World production</b>	<b>88%</b>							

Source: World Bank, UNCTADstat and Raw Materials Group. Full definitions and sources provided on page 9.

**Fuente:** (Beltrán, 2013)



En este sentido, la planta no cuenta con PMA's para el tratamiento de su mineral, por esto la presente Tesis encuentra una oportunidad y necesidad de investigar estos problemas mediante una evaluación sistematizada de los principales procesos y operaciones metalúrgicas de la planta concentradora Tamboraque, así como también la propuesta de un PMA como solución a estos, y al mismo tiempo genere un referente importante de interés nacional.

## **2.4. Objetivos**

### **2.4.1. Objetivo general**

Realizar una evaluación sistematizada de los procesos y operaciones actuales de la planta concentradora Tamboraque e influencia en el aspecto ambiental, técnico y económico de la planta concentradora Tamboraque.

### **2.4.2. Objetivo específico 1**

Identificar las posibles causas que afectan la extracción de oro en los PMC's en el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro de la mina Coricancha.

### **2.4.3. Objetivo específico 2**

Reducir la dosificación de reactivos utilizados en las operaciones de la planta concentradora Tamboraque.

#### **2.4.4. Objetivo específico 3**

Realizar una evaluación de costo beneficio al PMC de la planta concentradora Tamboraque, en relación al PMA propuesto en el presente proyecto de investigación.

### **2.5. Hipótesis**

#### **2.5.1. Hipótesis general**

Con una evaluación sistematizada de los procesos y operaciones actuales de la planta concentradora Tamboraque, se logrará identificar un PMA que mejore las condiciones ambientales, técnicas y económicas en la extracción de los minerales sulfurados refractarios de oro de la mina Coricancha.

#### **2.5.2. Hipótesis específica 1**

Al realizar una evaluación sistematizada de los PMC's y PMA's al mineral sulfurado refractario de oro de la mina Coricancha a nivel de laboratorio encontraremos las principales causas que afectan la extracción de oro en este tipo de minerales.

#### **2.5.3. Hipótesis específica 2**

Al aplicar el PMA propuesto, logrará reducir la presencia reactivos químicos contaminantes en el relave y el consumo de agua utilizados en las operaciones de la planta concentradora Tamboraque.



### 2.5.4. Hipótesis específica 3

El PMA propuesto por la presente investigación mejora la rentabilidad de las operaciones en la planta concentradora Tamboraque.

## 2.6. Variables

Las variables fueron extraídas en función a las hipótesis planteadas:

### Según Hipótesis Específica 1

- % Rec

### Según Hipótesis Específica 2

- Consumo de reactivos
- volúmenes de agua captadas del río

### Según Hipótesis Específica 3

- Costo de capital
- Costo de operación

## 2.7. Indicadores

Los indicadores fueron extraídos en función a las variables encontradas respectivamente:

- Ley,
- g/Tm,
- m<sup>3</sup>/día,
- US\$ de ingresos,
- US\$ de inversión.

## **2.8. Universo**

El mineral sulfurado refractario de oro proviene de la mina Coricancha, distrito San Mateo de Huanchor, provincia Huarochirí, región Lima. Concentrado de Arsenopirita de la Planta Tamboraque.

## **2.9. Alcance**

En esta parte, se muestra el alcance de la investigación, realizándose ciertas precisiones como lo veremos a continuación:

- En primer lugar, la investigación pretende contribuir directamente en la generación de nuevo conocimiento en el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro.
- En segundo lugar, demostrar (a nivel de pruebas metalúrgicas de laboratorio) que el PMA propuesto por la investigación presenta mejores condiciones ambientales, técnicas y económicas.
- Finalmente, la tesis pretende motivar a los diversos estudiantes de la escuela académico profesional de ingeniería metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos a realizar estudios de investigación en las diferentes áreas de la metalurgia.



## CAPITULO III

### METODOLOGÍA INEXMET

#### 3.1. Tipo de investigación

Investigación Diagnóstica: es una investigación de segundo nivel, cuyo objetivo principal es recopilar datos e informaciones sobre las características, propiedades, aspectos o dimensiones, agentes e instituciones de los procesos que influyen; con la finalidad de generar propuestas para mejorar el funcionamiento del tratamiento (Ñaupas Paitán, Mejía Mejía, Novova Ramírez, & Villagómez Paucar, 2011).

#### 3.2. Metodología de Gestión

Para lograr eficacia y eficiencia de los objetivos trazados en el presente proyecto de investigación se desarrollaron procesos y actividades bajo diversas metodologías, dentro de las cuales destacamos:

- Metodología del PMBOK®4, y
- Metodología del Marco Lógico (MML).

#### 3.3. Metodología de Experimentación

La realización de las pruebas metalúrgicas experimentales a nivel de laboratorio se trabajó mediante procedimientos mixtos, basados en las



experiencias de docentes especialistas de la UNMSM y propias en la industria minera, dentro de las cuales destacamos:

- Metodología de las 5'S
- Manual de Evaluación de Plantas Concentradoras (Egas Saenz, 1985)
- Manual del Laboratorio de Preparación Mecánica de Minerales – V. Aramburú (Aramburú Rojas, 2011)
- Manual del Laboratorio de Hidrometalurgia de los Metales Preciosos (Azañero Ortiz, 2011)

### **3.4. Metodología INEXMET**

La metodología de Investigación Experimental Metalúrgica, la cual la hemos denominado INEXMET, viene de una necesidad de poder trabajar con orden y calidad, desde la etapa de iniciación del proyecto hasta el cierre del mismo.

Es en este sentido, hemos elaborado una metodología innovadora y sencilla, pero a la vez inclusiva de todas estas metodologías mencionadas en el punto 3.2 y 3.3, que de una u otra manera son una guía de buenas prácticas tanto para la gestión del proyecto de investigación y el desarrollo de las diversas pruebas experimentales a nivel de laboratorio.



Esta metodología consta de los siguientes procesos:

- Iniciación
- Planificación
- Gestión y Experimentación
- Seguimiento y Control
- Cierre

#### **3.4.1. Proceso de iniciación**

En este proceso encontramos las siguientes actividades:

- Acta de constitución
- Identificación de Stakeholders

##### **3.4.1.1. Acta de constitución del proyecto**

En todo proyecto es vital definir claramente el proyecto a realizar, es por esto que mediante la obtención de la autorización correspondiente para poder comenzar el proyecto de investigación.

En este sentido, el Acta de constitución cuenta con dos documentos esenciales:

- Plan del proyecto

- Carta de compromiso
- Resolución rectoral

En primer lugar se redactó objetivamente el **Plan del proyecto** de investigación, documento que mostrará los lineamientos y actividades generales del proyecto, el cual se presentó posteriormente. Según el formato establecido por el VRI en el año correspondiente (Ver Anexos).

En segundo lugar se tuvo una reunión con el Ing. Vidal Sixto Aramburú Rojas, a quién se explicó los lineamientos generales de la investigación y actividades a realizar posteriormente; fruto de esta reunión se firmó la **carta de compromiso** para asesoría de tesis de pre grado (Ver Anexos).

Estos documentos previos se revisaron y presentaron al VRI, del cual se obtuvo la **Resolución Rectoral**, con N° 04635-R-12 y fecha 28 de agosto del 2012, donde muestra la aprobación y apoyo al presente trabajo de investigación bajo la modalidad de subvención de tesis por el Consejo Superior de Investigaciones (CSI) del Vicerrectorado de Investigaciones (VRI), con un monto de S/. 2,000.00 (Dos mil nuevos soles) (Ver Anexos).

El conjunto de estos documentos dieron lugar al **Acta de Constitución del Proyecto**, el cual constituyó formalmente la realización del presente proyecto de investigación por los responsables directos, Luis Alberto Sánchez Quispe y Edwar Wilmer Villavicencio Jaimes, bachilleres en Ingeniería

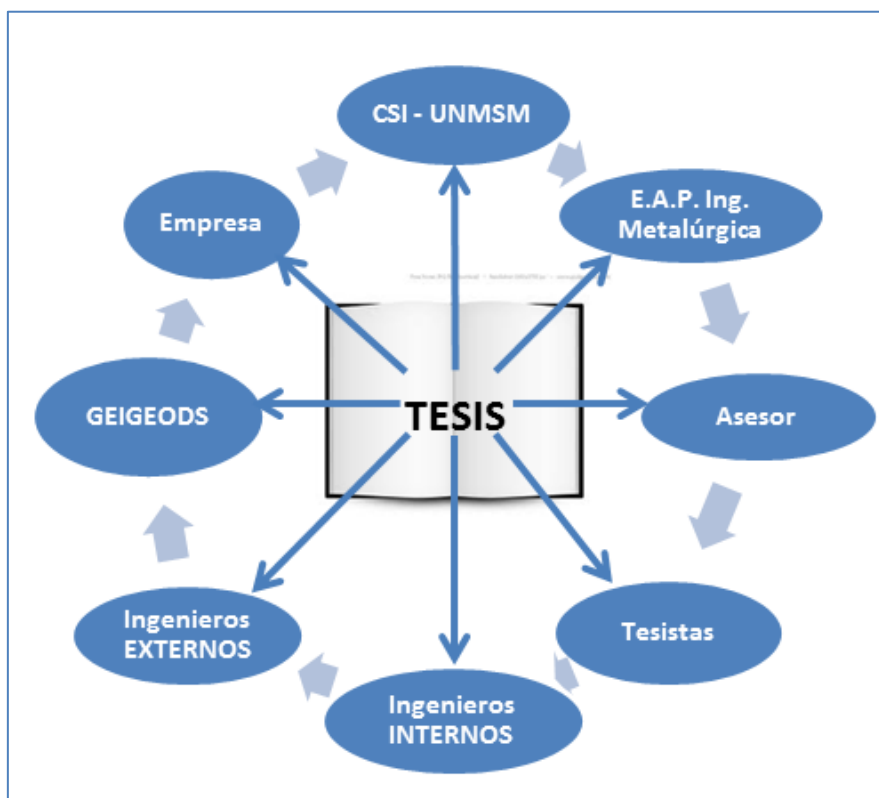


Metalúrgica de la Facultad de la Ing. Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la UNMSM.

### 3.4.1.2. Identificación de Stakeholders

En esta primera etapa de iniciación, también se identificaron los Stakeholders, también denominado *involucrados*, internos y externos que van a interactuar y ejercer alguna influencia sobre el resultado global del proyecto. Además del equipo de trabajo con el que se trabajó directamente. El esquema está representado en la Figura N° 1.

Figura N° 1: Diagrama de involucrados



Fuente: Propia

### **3.4.2. Proceso de planificación**

En esta etapa se estableció el alcance total de la investigación, definiendo los objetivos, y desarrollando la línea de acción requerida para alcanzar los objetivos planteados; para esto realizamos las siguientes actividades:

- Plan de trabajo
- Recopilación de requisitos
- Formulación de la matriz de consistencia
- Definición del alcance
- Formulación de la EDT
- Definición de actividades
- Secuencia de actividades
- Ajuste de recursos y tiempos
- Desarrollo del cronograma de actividades
- Planificación de la calidad
- Identificación y análisis de riesgos
- Plan Experimental

#### **3.4.2.1. Plan de trabajo**

Utilizando la metodología del PMBOK®4, se desarrolló y definió el Plan de Trabajo del presente trabajo de investigación, documento interno que muestra las acciones básicas y necesarias para definir, preparar, integrar y



coordinar todos los procesos; el cual se convirtió en la fuente primaria de información para definir la manera en que se planificará, ejecutará, gestionará y experimentará, supervisará y controlará, y cerrará el proyecto de investigación.

#### **3.4.2.2. Recopilación de Requisitos**

Se definió y documentó las necesidades del proyecto de investigación a fin de cumplir con los objetivos propuestos.

Las actividades o sub-actividades realizadas en esta etapa fueron:

- Revisión bibliográfica y ajuste de la consistencia teórica de la investigación, definiendo una lista de conceptos relacionados con la temática.
- Concertación y ajuste sobre el alcance del estudio (sinceramiento de expectativas).
- Identificación y obtención de la muestra mineral para el estudio.
- Elaborar y/o adaptar la metodología para la realización de las pruebas experimentales con sus respectivos procedimientos.
- Elaboración y validación de herramientas para el procedimiento experimental, recojo de información y análisis de los mismos.
- Coordinación y comunicación efectiva con Stakeholders (medios de comunicación).
- Selección y capacitación del equipo de trabajo.

#### **3.4.2.3. Formulación de la matriz de consistencia**

Con la combinación de la metodología PMBOK®4 y MML, se desarrolló un taller con el equipo de trabajo, obteniendo como producto los siguientes entregables:

- Árbol de Problemas
- Árbol de Objetivos
- Justificación
- Hipótesis
- Identificación de Variables
- Matriz de Consistencia
- Plan de Tesis (Documento presentado a la E.A.P. Ing. Metalúrgica)

La mayoría de estos resultados se encuentran incluidos dentro del presente documento (Ver Anexos).

#### **3.4.2.4. Definición del Alcance**

Se desarrolló una descripción detallada del alcance del presente proyecto de investigación post taller con el equipo de trabajo, esta actividad es de vital importancia porque se limitó hasta dónde abarcará el proyecto de tesis.



#### **3.4.2.5. Formulación de la EDT**

Se elaboró en forma de taller con el equipo de trabajo, la Estructura de Desglose del Trabajo (EDT), que consiste en asignar actividades necesarias para cada objetivo propuesto, con el fin de que se pueda cumplir el mismo; la estrategia en este punto fue subdividir las actividades en componentes más pequeños y más fáciles de dirigir, asignando entregables para cumplir cada uno de ellas (Ver Anexos).

#### **3.4.2.6. Definición de Actividades**

Una vez identificadas las actividades en la formulación del EDT, estas se detallaron y se les asignaron un temporalidad y costo, datos de gran importancia para el proyecto de investigación porque fueron utilizados como fuente primaria en la elaboración del presupuesto.

#### **3.4.2.7. Secuencia de Actividades**

Cuando se tuvo la identificación y el detalle de cada actividad a realizar, se priorizó las actividades más relevantes o requisitos para otras, definiendo el orden cronológico de las mismas, datos que fueron utilizados como fuente primaria para la elaboración del cronograma de actividades.



#### **3.4.2.8. Ajuste de Recursos y Tiempos**

Se realizó el ajuste de los recursos financieros y tiempos; alineados y delimitados por el alcance del proyecto de investigación con el fin de cumplir con los objetivos y plazos establecidos por el mismo.

#### **3.4.2.9. Desarrollo del Cronograma de Actividades**

Se definió y analizó el orden de las actividades, su duración, los requisitos de los recursos y sus restricciones para formular el cronograma del proyecto de investigación, y las diversas actividades que requiere para el logro de los objetivos (Ver Anexos).

#### **3.4.2.10. Planificación de la Calidad**

Se identificaron y analizaron los requisitos de calidad y normas para la gestión y el procedimiento experimental de proyecto de investigación, documentando la manera en que la Tesis demostrará el cumplimiento de los entregables en los tiempos correspondientes, así mismo esta planificación nos permitió obtener resultados experimentales confiables.

#### **3.4.2.11. Identificación y Análisis de Riesgos**

Se identificó en forma de taller los riesgos posibles que pudieran afectar el desarrollo óptimo del proyecto, así mismo se priorizó y expuso las posibles acciones a realizar en caso sucedieran. Además conforme se desarrolló el proyecto, en las reuniones y talleres se contó con una retroalimentación de



información con el fin de minimizar los riesgos futuros que puedan impedir el cumplimiento de los objetivos.

#### **3.4.2.12. Plan Experimental**

Se identificó y analizó la metodología experimental y la ruta que seguirá la muestra mineral, esto nos permitió tener un panorama general de lo que se realizará en laboratorio y poder preparar los formatos y materiales a utilizar al momento de realizar la preparación, caracterización y pruebas metalúrgicas correspondientes.

#### **3.4.3. Proceso de gestión y experimentación**

En este proceso se puso en marcha todas las actividades planificadas en el proceso anterior, tomando como base y línea de seguimiento el cronograma de actividades. Este grupo de actividades implicó la coordinación óptima del equipo de trabajo y recursos, así como también la integración y realización eficiente de las actividades del proyecto de conformidad con el Plan de Trabajo y los acuerdos internos mostrados en las actas de reunión; para esto lo dividimos en dos grandes grupos:

- Gestión
- Experimentación

#### **3.4.3.1. Gestión**

En todo proyecto es muy importante tener una buena gestión de las actividades y recursos que se van a realizar, ya que este proceso influye directamente en los resultados obtenidos.

En este sentido, se realizaron las siguientes actividades

- Dirección y gestión
- Aseguramiento de la calidad
- Desarrollo del equipo
- Distribución de la información
- Adquisiciones

En primer lugar, la **dirección y gestión** consistió en dar inicio y ejecución de las actividades establecidas en el cronograma de actividades y los lineamientos del plan de trabajo.

En segundo lugar, el **aseguramiento de la calidad** consistió en la supervisión de los requisitos de la calidad, analizando los resultados obtenidos a partir de medidas de control de calidad, a fin de garantizar que se utilicen definiciones operacionales y normas de calidad adecuadas, principalmente en los trabajos realizados en el laboratorio.



El **desarrollo del equipo** consistió en mejorar las competencias y habilidades, la interacción entre los miembros y el ambiente general de la totalidad del equipo de trabajo, con el fin de lograr un mejor desempeño de cada integrante.

Seguidamente, la **distribución de la información** consistió en poner la información relevante a la disposición de los Stakeholders de acuerdo al plan establecido en el proceso de planificación. Las herramientas principales que nos ayudaron mucho fueron el uso del GMAIL, FACEBOOK y SKYDRIVE.

Por último, y no menos importante, fue el proceso de **adquisiciones**, el que consistió en la compra de productos, servicios o resultados que es necesario obtener fuera del equipo de trabajo, los que nos permitirán efectuar las actividades de experimentación, como por ejemplo: análisis geológico, químico, físico, metalúrgico y otros necesarios para la investigación de manera adecuada.

#### **3.4.3.2. Experimentación**

En toda investigación experimental a nivel de laboratorio es muy importante tener una metodología óptima para evaluar la muestra que se quiere estudiar, ya que éste influye directamente en los resultados experimentales obtenidos.

En este sentido, se realizaron las siguientes actividades:

- Muestreo de cabeza
- Preparación mecánica y muestreos dependientes
- Caracterización
- Pruebas experimentales
- Análisis de resultados

a) **Muestreo de cabeza**: consistió en una secuencia de operaciones con el objetivo de obtener una muestra representativa del mineral proveniente de la Mina Coricancha, el método usado en este estudio fue el de muestreo sistemático, en donde las muestras se tomaron directamente de la faja con un intervalo de tiempo de una hora en un día completo, con un peso aproximado por cada toma de 1.2 kg. Para más detalles revisar el Capítulo VI.

b) **Preparación mecánica y muestreos dependientes**: consistieron en un conjunto de operaciones que permitieron obtener una muestra con las condiciones necesarias para iniciar la investigación experimental, estas son de suma importancia ya que los resultados obtenidos en la caracterización y las pruebas metalúrgicas dependen directamente de la preparación del mineral.

El método de preparación mineral consistió en 2 fases como son:

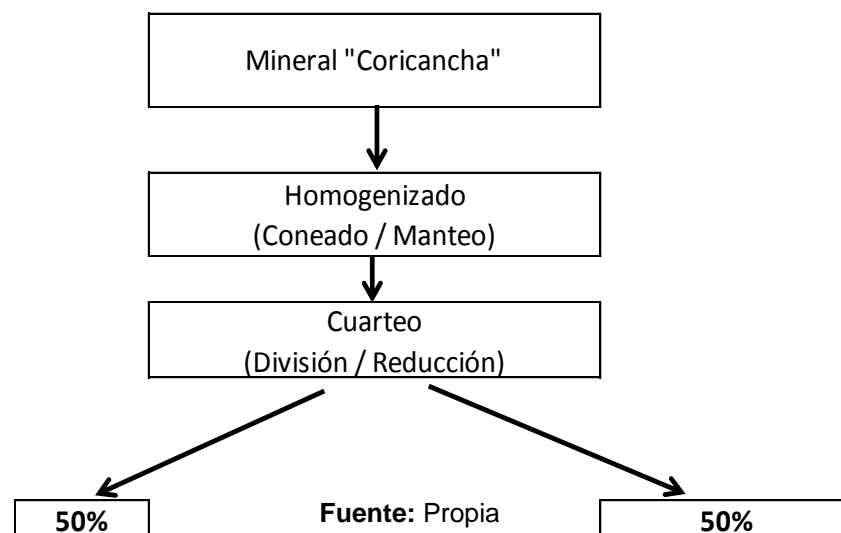


- Muestreos dependientes, y
- Muestreos dependientes

Los **muestreos dependientes**, como lo hemos denominado y como su mismo nombre lo menciona, dependen de las características del mineral y/o la operación posterior que se realizará al mismo. Es por esto que se realizó un primer muestreo con la totalidad de la muestra de cabeza según el esquema de la Figura N° 2, que mediante operaciones como Homogenizado y Cuarteo pudimos obtener dos muestras representativas con un peso aproximado de 15 kg. cada una, representando un 50% de la muestra de cabeza.

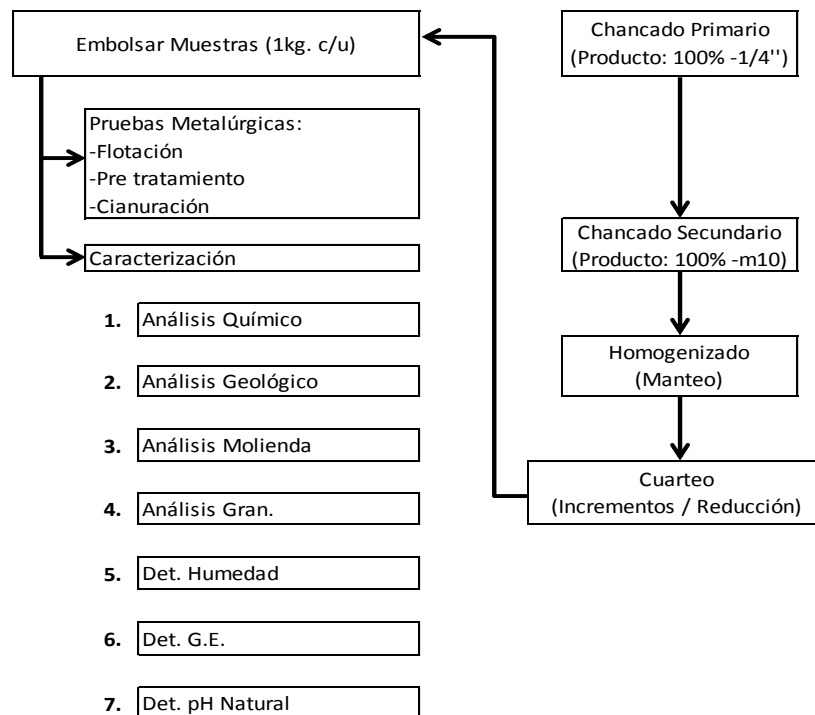
En las operaciones de Homogenización generalmente suelen utilizarse métodos como: Coneado, Manteo o ambos, para minerales polimetálicos, sin embargo estas operaciones dependerán directamente de las características del mineral.

**Figura N° 2: Segundo muestreo del mineral**



La **preparación mecánica** consistió en operaciones básicas de reducción de tamaño, estas operaciones fueron el chancado primario y secundario a nivel de laboratorio, los cuales permitieron obtener una reducción de tamaño 100% - 1½" (muestra de cabeza) a 100% - 10m, seguidos de muestreos consecutivos de similares características a los realizados antes de la reducción de tamaño como se muestra en el esquema de la Figura N° 3. Además, para las pruebas de análisis geológico fue necesario reducir el mineral a polvo, recurriendo para este caso la operación de Pulverización. Además, los equipos utilizados para estas operaciones fueron los de la Planta Piloto "JICA" y Laboratorio de Extractiva, ambos pertenecientes a la E.A.P. Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM.

**Figura N° 3: Esquema de la metodología para caracterización y pruebas experimentales**



**Fuente:** Propia



Luego de estas operaciones básicas de preparación mecánica y muestreo, las sub muestras quedaron listas para ser sometidas a pruebas de caracterización y docilidad a procesos metalúrgicos de concentración por flotación, pretratamiento y/o cianuración. Para más detalles revisar el Capítulo VI.

**c) Caracterización:** consistió en un conjunto de operaciones de estudio de gran importancia para la investigación ya que es un examen preliminar para que el investigador conozca las características físicas y químicas del mineral.

El método de caracterización del mineral consistió en 3 fases como son:

- Caracterización mineralógica,
- Caracterización fisicoquímica, y
- Caracterización metalúrgica.

La **caracterización mineralógica**, esta fase consistió en realizar pruebas de *difracción de rayos X* y de *secciones delgadas pulidas* a la muestra de cabeza. Mediante este tipo de caracterización se logró determinar la composición mineralógica, la ocurrencia y distribución de los minerales y gangas en el mineral (Ver mayores detalles en el Capítulo VI).

La **caracterización fisicoquímica**, esta fase consistió en realizar pruebas fisicoquímicas a la muestra de cabeza como: análisis químico,



porcentaje de humedad, gravedad específica y acidez. Debido a que los procesos metalúrgicos extractivos requieren del manejo de pulpas, mediante este tipo de caracterización se logró obtener información relevante de las características fisicoquímicas del mineral (Ver mayores detalles en el Capítulo VI).

La **caracterización metalúrgica**, esta fase consistió en realizar pruebas de respuesta a los procesos de beneficio y extracción a la muestra de cabeza, permitiendo de esta manera predecir su comportamiento metalúrgico del mineral, algunas de estas fueron: análisis granulométrico, análisis de moliendabilidad y cianuración directa (Ver mayores detalles en el Capítulo VI).

El conocimiento de la caracterización del mineral es de vital importancia, ya que permitió bosquejar métodos especiales de tratamiento si el mineral lo requiere definiendo el programa de pruebas experimentales preliminares y definitivas de la investigación.

**d) Pruebas experimentales:** consistió en una secuencia de pruebas experimentales los cuales se desarrollaron en dos fases:

- Pruebas metalúrgicas preliminares y
- Pruebas metalúrgicas definitivas



Las **pruebas metalúrgicas preliminares** consistieron en experimentos de reconocimiento y docilidad a procesos metalúrgicos de concentración por flotación, pretratamiento y/o cianuración. Mediante el cual se obtuvieron los parámetros generales que se utilizarían en las pruebas definitivas.

Las **pruebas metalúrgicas definitivas** consistieron en la determinación de resultados y respuestas finales a los PMC y PMA propuesto por este proyecto de investigación. Las pruebas definitivas fueron las siguientes:

- Prueba de Flotación
- Prueba de Pretratamiento
- Prueba de Cianuración

Mediante los cuales se obtuvieron resultados finales que se utilizaron para la elaboración de los balances metalúrgicos respectivos y análisis en graficas estadísticas.

**e) Análisis de resultados:** consistió en una serie de análisis de los datos obtenidos en las diferentes actividades experimentales realizadas en el laboratorio, algunas de estas son:

- Balances metalúrgicos,
- Consumo de reactivos,
- Gráficas estadísticas, otros.

#### **3.4.4. Proceso de seguimiento y control**

En este grupo de procesos se supervisó, analizó y reguló el proceso y desempeño del proyecto de investigación, desde su iniciación hasta el cierre, identificando las áreas en las que el plan requería cambios y/o iniciar los correspondientes, así mismo este grupo de procesos incluye: **Controlar cambios y recomendar acciones preventivas, seguimiento de actividades del proyecto comparándolo con el plan de trabajo, implementación de cambios aprobados.**

Las herramientas que nos permitieron lograr este grupo de procesos con gran efectividad fueron: **MS Project** y **Excel** para el seguimiento y control de las diversas actividades del proyecto de investigación.

#### **3.4.5. Proceso de cierre**

Está compuesto por una serie de actividades para concluir todos los grupos de procesos del proyecto, a fin de completar formalmente el proyecto de investigación. Además en esta etapa se verificaron que los procesos definidos se hayan completado dentro de todos los grupos de procesos a fin de cerrar el proyecto de manera óptima y con documentación de calidad.



Las actividades críticas en esta etapa son:

- Elaborar un documento o borrador final que contenga las experiencias obtenidas del proyecto de investigación.
- Obtener la aceptación del equipo de trabajo y Stakeholders.
- Realizar una revisión final y levantamiento de observaciones realizadas tras el cierre del proyecto de investigación.
- Documentar las lecciones aprendidas.
- Archivar todos los documentos relevantes del proyecto de investigación para ser utilizados como datos históricos para futuros proyectos de investigación complementarios.
- Realizar una presentación resumen de la investigación realizada
- Preparar uno o más artículos extraídos de la investigación realizada para ser publicados en una revista de investigación.
- Cerrar las adquisiciones.

Aquí se finalizan todas las actividades a través de todos los grupos de procesos de dirección de proyectos para completar y culminar formalmente el proyecto de investigación.

## **CAPITULO IV**

### **METALURGIA DEL MINERAL SULFURADO COMPLEJO DE ORO**

#### **4.1 Geometalurgia**

El proceso de la Geometalurgia viene siendo una respetada disciplina en el procesamiento de minerales, convirtiéndose en un proceso interdisciplinario que mejora el conocimiento geológico y metalúrgico; además, es un tema que ocupa un lugar importante en la investigación académica y aplicada.

Desde principios de la década de 1980, grandes esfuerzos de investigación se ha realizado en la caracterización de minerales auríferos, sobre todo a los llamados minerales refractarios, ya que a medida que los minerales de oro libre se agotan, más yacimientos de minerales refractarios se descubren y procesan. En este sentido, la mineralogía recibe más y más atención tanto por parte de los geólogos y metalúrgicos; resolviendo diferentes problemas encontrados durante el procesamiento de mineral de oro.

Las fluctuaciones del precio del oro también están estimulando la necesidad de implementar proyectos multidisciplinario entre mineralogía y procesos, para invertir los recursos más eficientes siendo a la vez sostenibles y amigables con el medio ambiente (Joe ZHOU, Bruce JAGO, Chris MARTIN, 2004).



Por ejemplo, más de un tercio de las reservas de mineral de oro en los Estados Unidos se consideran refractarias al PMC como la cianuración o tecnologías para minerales con presencia de oro libre. Los minerales oxidados superficiales en los yacimientos de EE.UU y el resto del mundo se agotan, es razonable esperar que el porcentaje de oro producido a partir de minerales refractarios aumentará; pues **más de la décima parte de la producción mundial del oro provienen de yacimientos con minerales refractarios** (Eco Refractory Solution DMI , 2012).

Muchos de los yacimientos de oro más profundos que se están descubriendo actualmente, incluyendo las extensiones más profundas de depósitos de óxido conocidos, **son refractarios** en la naturaleza **debido a la encapsulación del oro en una matriz sulfurada**. (P. Kearns & W. Shield, 1996)

#### **4.2 Clasificación de los minerales auríferos**

Existen diversas formas de clasificación de los minerales auríferos, sin embargo a continuación se describe brevemente una clasificación muy particular de los minerales de oro y su mineralogía, revisando algunos factores que afectan la metalurgia extractiva del oro y la disposición técnica de su mineralogía en los procesos metalúrgicos.

Según Joe, *et all.* (2004), los minerales de oro se clasifican en dos categorías principales: Los minerales libres de molienda y minerales refractarios

#### **4.3 Minerales libres de molienda**

Típicamente, los minerales libres de molienda, se definen como aquellos en los que más del 90% del oro puede recuperarse por PMC's como la cianuración directa, concentración gravimétrica, otros. Este tipo de minerales son muy conocidos en nuestro país, dentro de los cuales tenemos al oro nativo en variedad de tamaños granulares, pepitas, detríticos y escamas; normalmente formando aleaciones en mayor o menos proporción con plata, cobre, hierro y metales del grupo del platino; además también presente de manera libre pero asociados casi invariablemente con cuarzo y con sulfuros (Pérez Honores & Villachica León, 2003).

#### **4.4 Minerales refractarios**

Los minerales refractarios son definidos como aquellos que presentan bajas recuperaciones de oro a los PMC's como la cianuración directa, la concentración gravimétrica, otras. También reciben la denominación de minerales refractarios a aquellos que presentan recuperaciones aceptables de oro sólo con el uso de reactivos significativos y/o procesos de pretratamiento más complejos (Wong W. & Arun S., 2009).

Tomando una frontera clara entre los minerales refractarios y los minerales libres de molienda, varios autores indican que en términos de



recuperación de oro, menos del 80% de recuperación por cianuración directa después de una molienda fina indicaría que se trata de un mineral refractario (Rusanen, Aromaa, & Forsen, 2012).

Según Nagy et al, existen causas principales para considerar a un material refractario, a continuación se presentan algunas de ellas (Nagy, Mrkucic, & McCulloch, 1969):

### ***Causas de la Refractariedad***

- Por encapsulación del oro en la matriz sulfurada.
- Materiales sulfurados actúan como cianicidas.
- Oro en solución sólida en teluros son resistentes a la extracción con cianuro.
- Minerales de antimonio conteniendo estibina ocluyen al oro y ocasionalmente aurostibina donde el oro sustituye al antimonio en la matriz sulfurada.
- Minerales con el efecto preg-robbing, minerales de oro conteniendo varias formas de carbono gráfico u orgánico pueden adsorber las especies en solución de cianuro de oro, también las llamadas arcillas. (Nagy, Mrkucic, & McCulloch, 1969) (Robinson, 1988).
- Minerales carbonosos, aquí el oro está por lo general asociado con los sulfuros (pirita o arsenopirita), que están presentes en minerales



carbonosos. El Oro en estos tipos de minerales es recuperable normalmente por oxidación previa de los sulfuros, seguido por cianuración, con o sin previo concentración por flotación. Algunos se encuentra en la forma de granos de tamaño coloidal ( $<0,1\mu$ ) en carbonatos o partículas microcristalinas de cuarzo. La recuperación de Oro de los minerales sulfurados carbonoso es más difícil debido a que el oro es retenido a partir de la solución de cianuro por la materia carbonosa (Joe ZHOU, Bruce JAGO, Chris MARTIN, 2004).

- Antimonio, sulfuro de bismuto y telurio conteniendo minerales de oro, son a menudo poco refractario debido a la presencia de disolución lenta (Joe ZHOU, Bruce JAGO, Chris MARTIN, 2004). Para liberar el oro de esta matriz es necesario alterarla, generalmente por una oxidación destructiva. Los refractarios en su mayoría están constituidos por sulfuros auríferos (Fairley, 1976).

Existe otra clasificación de los minerales auríferos y es basándose en las características mineralógicas y técnicas de procesamiento de minerales requeridos, este tipo de clasificación presenta once tipos (Joe ZHOU, Bruce JAGO, Chris MARTIN, 2004). Estos se detallan a continuación en la Tabla N° 5.



Tabla N° 5: Clasificación de los minerales de auríferos

TIPO DE MINERAL	OCURENCIAS DEL ORO	EJEMPLOS	TRATAMIENTO
PLACERES	El oro es fácilmente liberado o ha sido liberado primariamente, y normalmente en rangos de 50-100 $\mu\text{m}$ de tamaño, sin ser necesarios el chancado y la molienda.	Witwatersrand (South Africa), Jacobina (Brazil), Tarkwa (Ghana)	Amalgamación o Cianuración directa
MINERALES EN VENAS CUARCIFERAS	El oro está presente principalmente como oro nativo en venas de cuarzo, comúnmente ocurre como oro libre pero también puede ser estar como oro diseminado	Timmins Camp: Hollinger - McIntyre (Canada), Homestake (USA), Bendigo (Australia), Shandong Camp: Linglong (China), Murantau (Uzbekistan)	Gravimetría
MINERALES OXIDADOS	El oro usualmente está en forma libre o en minerales que fueron alterados naturalmente y presentan alta permeabilidad y el grado de la liberación del oro es generalmente incrementado por la oxidación.	Pierina (Peru), Yanacocha (Peru), Yilgarn región (Australia)	Lixiviación en montón , botaderos
MINERALES RICAS EN PLATA	Cuando el contenido de plata es mayor a 10 g/t y/o el oro está presente como electrum, también es posible la presencia de plata nativa. El grado de reactividad de la plata influirá en el proceso como la flotación, lixiviación y/o el proceso de recuperación.	Rochester, Candelaria y Tombstone (USA), La Coipa (Chile)	
MINERALES DE SULFURO DE COBRE	Es poco común la asociación única del oro con minerales de cobre y siempre hay al menos pirita presente. Usualmente contiene valores por debajo de 1 g/t sin embargo es compensado con el tratamiento en grandes volúmenes. El oro está presente en partículas gruesas libres y partículas finas encapsuladas en pirita y sulfuros de cobre.	Grasberg and Batu Hijau (all in Indonesia), Bulyanhulu (Tanzania), Oyu Tolgoi (i.e. Turquoise Hill) (Mongolia)	Flotación, gravimetría , tostación o autoclave

<b>MINERALES DE SULFURO DE HIERRO</b>	El oro está presente como partículas libres, adjuntas a inclusiones en el sulfuro (comúnmente en pirita, y menos común en marcasita y pirrotita y como oro submicroscopico en minerales sulfurados).	Many sulfide ores, including Carlin-type gold ores	Gravimetría Tostación autoclave
<b>MINERALES DE SULFURO DE ARSENICO</b>	El oro está presente como partículas libres, inclusiones, y oro submicroscopico en la arsenopirita y productos oxidados.	Giant Yellowknife, Campbell Mine (Canada), Sao Bento (Brasil) and Carlintype ores	Flotación, tostación, autoclave o Biolixiviación
<b>MINERALES DE SULFURO DE ANTIMONIO</b>	El oro esta principalmente como oro nativo con menor o moderados contenido de auroestibina, o liberado o incrustado en sulfuros.	Big Bell (Australia), Hechi (China), Manhattan (USA)	
<b>MINERALES DE SULFURO DE BISMUTO</b>	El oro esta principalmente como oro nativo con menor o moderados contenido de maldonita. El oro submicroscopico puede estar presente en los sulfuros.	Maldon (Australia), Tongguan (China), Pogo (USA)	
<b>MINERALES TELURICOS</b>	El oro está presente como oro nativo o telurico, o liberado o atrapado en los sulfuros. Oro submicroscopico puede estar presente.	Cripple Creek (USA), Emperor (Fiji), Kalgoorlie (Australia), Kumtor (Kyrgyzstan)	
<b>MINERALES CARBONACIOS</b>	El oro esta principalmente como granos finos y el oro submicroscopico en sulfuros, y el oro de la superficie absorbido en la superficie de materiales carbonosos y FeOx	Carlin, Cortez, Getchell, Betze y Meikle (all in the USA), Jinya, Gaolong, Lannigou and Donbeizhai (Todo en China)	

**Fuente:** (Joe ZHOU, Bruce JAGO, Chris MARTIN, 2004)

#### **4.5 Tecnologías de extracción**

El oro puede presentarse en forma libre o asociado a otras fases minerales, dentro de los cuales los sulfuros pueden ser del orden de un centímetro hasta tamaños de micras y sub-microscópicas en sus dimensiones (Pérez Honores & Villachica León, 2003). Algunas de sus propiedades más



resaltantes son: densidad muy elevada, humedecimiento por el mercurio, flotabilidad natural, solubilidad en soluciones de cianuro (ITGE, 1991). En este sentido, los principales procesos de extracción de oro comercialmente viables son los siguientes:

- Amalgamación
- Gravimetría
- Flotación (como partículas libres o contenidas en la matriz de sulfuro)
- Hidrometalurgia (cianuración directa, cianuración con la adsorción de carbono, lixiviación en pilas de lixiviación y cloración)
- Pretratamiento de oxidación y lixiviación
- Pirometalurgia (en la fundición y refinación de minerales de metales comunes y sus concentrados)
- Otros

#### **4.6 Amalgamación**

La amalgamación se aplica sobre los concentrados gravimétricos o de flotación. Anteriormente la amalgama era capturada por medio de placas de cobre, pero este método se usa muy poco en la actualidad y se prefiere el uso de bateas, concentradores gravimétricos o centrífugos; la amalgama es prensada en piel de gamuza para eliminar el exceso de mercurio; luego se destila manteniendo la temperatura en 400 °C, se incrementa gradualmente la

temperatura hasta 750 °C u 800 °C para completar la destilación en 3 a 6 horas.

Por refrigeración se recupera el mercurio concentrado se recicla.

El oro y plata que estuvieron en la amalgama, después de la destilación quedan como una masa coherente conocida como oro esponja u oro bullón. El bullón se envía a fundición-refinación.

Las principales limitaciones de la amalgamación del oro son las siguientes:

- El oro nativo debe estar liberado, su superficie limpia y exenta de la capa pelicular de óxido de hierro, o de reactivos hidrofóbicos y lubricantes.
- Si el oro es muy fino, tenderá a flotar en la superficie de agua o del mercurio.
- La presencia de ciertos sulfuros, de arsénico en particular, más o menos solubles en el agua, puede provocar dificultades en la amalgamación, debido a la formación de gotitas ultra finas de mercurio que son imposibles de recuperar.
- La presencia de sales solubles de cobre en la pulpa de alimentación, debido a la oxidación de sulfuro. Para superar esta limitación, es práctica normal, dosificar pequeñas adiciones de cal para precipitar el cobre como hidróxido.



La tendencia estos últimos 10 años es reemplazar por completo la amalgamación de concentrados por una cianuración intensiva, o envió directo a fundición (Pérez Honores & Villachica León, 2003).

#### **4.7 Gravimetría**

El proceso de concentración gravimétrica es esencialmente un método de separación de partículas de minerales de diferentes pesos específicos en base a sus diferencias en movimiento, es respuesta a la combinación de la gravedad y otras fuerzas de acciones simultáneas sobre estas partículas. Generalmente se tiene por aceptado que la concentración gravimétrica es el más simple y económico de todos los métodos de concentración. Se recomienda su uso donde resulte práctico y permita la recuperación de valores en rangos de tamaño tan grueso como sea posible. Esta buena práctica reduce los costos atribuibles a la molienda, además de la pérdida de partículas valiosas en tamaños muy finos (Pérez Honores & Villachica León, 2003).

El diseño y uso de los equipos de concentración gravimétrica toma en consideración el tamaño de las partículas del mineral aurífero que se desea separar; entre los más conocidos son las canaletas, jigs, mesas vibratorias, conos Reichert, espirales y los concentradores centrífugos; los hidrociclones de pequeño diámetro, ciclones de fondo plano y concentrador magneto-hidrodinámico (suspensión magnética de alta densidad) tienen también un gran campo de aplicación. La explotación de minerales de placeres utiliza algunos

de estos equipos con múltiples variaciones y adaptaciones de detalle. Estas variaciones, como la elección misma de los equipos, son generalmente dictados por la presentación del oro en los placeres que se encuentran frecuentemente en los límites granulométricos estrechos, siendo importante conocerlos con la debida anticipación (Pérez Honores & Villachica León, 2003).

El oro fino que no puede recuperarse por los diferentes equipos se presenta en la Tabla N° 6. Para los otros minerales, el tratamiento base es la cianuración o concentración por flotación; la gravimetría interviene como un complemento a fin de asegurar una buena recuperación global de oro. Numerosas razones justifican este complemento:

- El oro grueso es más lento de disolverse en soluciones de cianuro que el oro fino. Por ejemplo, una partícula de oro de 150  $\mu$  puede requerir más de 44 horas para estar disuelta en condiciones industriales normales. Los tiempos de permanencia habitual varían de 8 a 36 horas.
- El oro grueso flota difícilmente y puede perderse con los estériles de flotación.
- El oro se tritura con dificultad, teniendo más bien a laminarse y debido a su alta densidad se concentra hacia la descarga de los clasificadores, el cual es devuelto a los molinos. Para evitar que el oro grueso permanezca como carga circulante en el circuito clasificación-



molienda, en el que por segregación puede perderse en los puntos no controlados, es una buena práctica recuperar este oro por gravimetría, intercalando en el circuito el quipo apropiado.

Por regla general, los equipos de concentración gravimétrica son instalados directamente a la descarga (gruesos) de los clasificadores, de manera tal que se pueda recuperar el oro desde su temprana liberación. Los concentrados pueden tratarse por amalgamación o por cianuración utilizando soluciones fuertes de cianuro (2%), o enviados directamente a la fundición.

Tabla N° 6: Oro fino que no puede recuperarse por los equipos gravimétricos



Tamaño del oro (Micras)	Equipo
Menor que 500	Canaletas
Menor que 200	Jigs
Menor que 100 – 50	Espirales
Menor que 50	Mesas vibratorias
Menor que 250 – 20	Concentradores centrífugos
Menor que 10	Hidrociclón de pequeño diámetro

Fuente: (Pérez Honores & Villachica León, 2003)

#### 4.8 Flotación Diferencial

La flotabilidad natural del oro y su frecuente asociación con los sulfuros ha conducido a una gran variedad de configuraciones para la separación de los minerales de oro por el proceso de flotación.



- Flotación de minerales de oro asociado a sulfuros, el concentrado puede someterse a remolienda para continuar con cianuración, o eventualmente someter a tostación en el caso de minerales refractarios. Algunas veces, los relaves de flotación se someten a la cianuración. La flotación de pirita aurífera y su cianuración después de remolienda a 90% - 325m se practica con éxito en las plantas C.M. Horizonte y Marsa en Parcoy (La Libertad) y en la planta Gloria en Huachón (Pasco); en este último caso la remolienda del concentrado es más bien moderada.
- Flotación de sulfuros de los residuos de cianuración, es una etapa complementaria practicada en Sudáfrica para la recuperación del oro contenido en piritas. En Calpa (Arequipa) se ha flotado con éxito los relaves antiguos, pero la cianuración del concentrado ha tenido un éxito limitado, y no se ha llevado a la práctica industrial.
- Flotación diferencial, permite la separación de teluros de oro-pirita u oro libre-pirita. También se puede usar la flotación para separar los minerales carbonosos antes de la cianuración.

Es interesante destacar que la separación del concentrado Pb-Ag del concentrado Au-As, se logra en **Tamboraque** deprimiendo la arsenopirita con NaHS y ha sido reportada en la mina Gloria Joyce en Yauli; esta separación permite aplicar el proceso subsiguiente (Biolixiviación o Tostación) solo a una



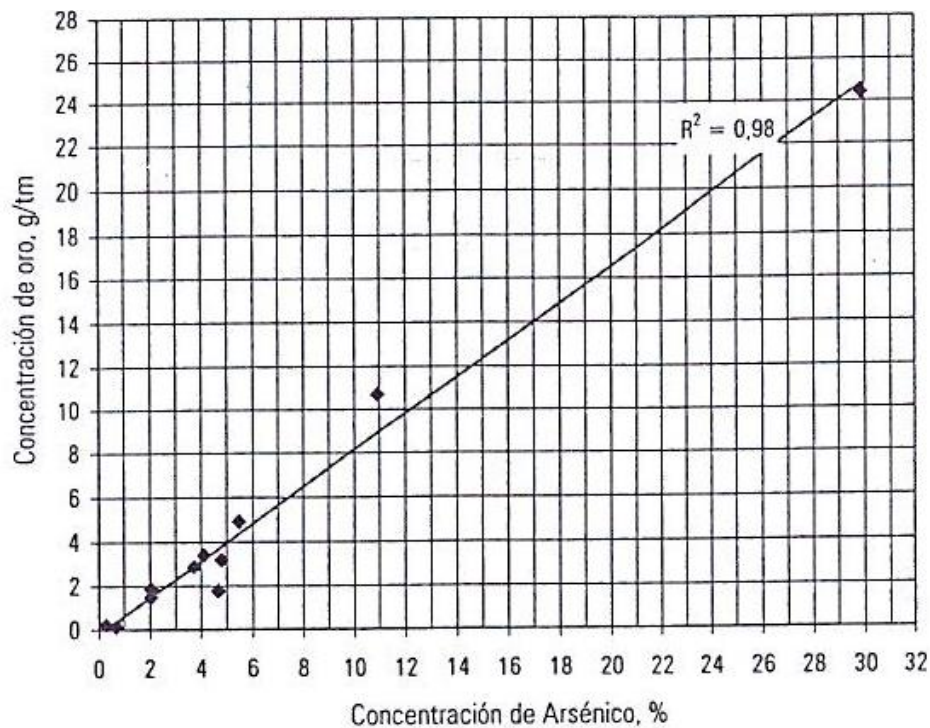
parte del mineral y reduce el costo de producción. La Figura N° 4 muestra la íntima asociación existente entre el mineral de As ( $\text{AsFeS}$ ) y el oro.

Los reactivos utilizados son los mismos que los empleados para los sulfuros; **colectores:** ditiofosfatos, xantatos (amílico, butílico), mercaptanos; **espumantes:** aceite de pino, ácido crecílico, fosocresol, metil iso butil carbinol (MIBC); hay que indicar que el aceite de pino y derivados del ácido crecílico se emplean muy poco en la actualidad porque su contenido de sustancias bactericidas afecta a los seres vivos de las aguas naturales. Algunas veces se usa silicato de sodio como dispersor de arcillas. El carbonato de sodio como regulador entre pH natural y un valor de 10; la cal deprime al oro y la pirita, por cuanto al formarse el peróxido de calcio ( $\text{CaO}_2$ ), éste se adsorbe sobre la superficie de la pirita y oro. El sulfato de cobre, sulfuro de sodio, nitrato de plomo, dióxido de azufre e hiposulfito de sodio son utilizados como activadores.

Cuando la cianuración interviene después de la etapa de flotación, la presencia de los colectores y otros reactivos puede afectar la disolución de oro. Así mismo, para la recuperación del oro adsorbido por el carbón activado, los reactivos de flotación pueden inhibir la adsorción del oro sobre el carbón. Eventualmente es necesario una fuerte oxidación, remolienda fina o un tostado de los concentrados para asegurar una alta recuperación mediante la cianuración. Una alternativa menos complicada es la desorción de los reactivos de flotación empleando  $\text{SO}_2$ ,  $\text{NaHSO}_3$  o  $\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ , y posterior adsorción en

carbón activado o lavado con sedimentación y/o filtración para eliminarlos (Villachica & Loayza, 1978).

**Figura N° 4: Correlación Au-As; datos de pruebas en minas Gloria Joyce (Yauli) y Coricancha (Tamboraque).**



**Fuente:** (Pérez Honores & Villachica León, 2003)

#### **4.9 Flotación Total - Diferencial**

La flotación total o flotación a muerte es una alternativa que se presenta a los diversos problemas sociales, ambientales y mineralógicos que la minería moderna enfrenta, esta alternativa permite obtener leyes y recuperaciones mayores o similares, junto con relaves mucho más limpios (por el uso me

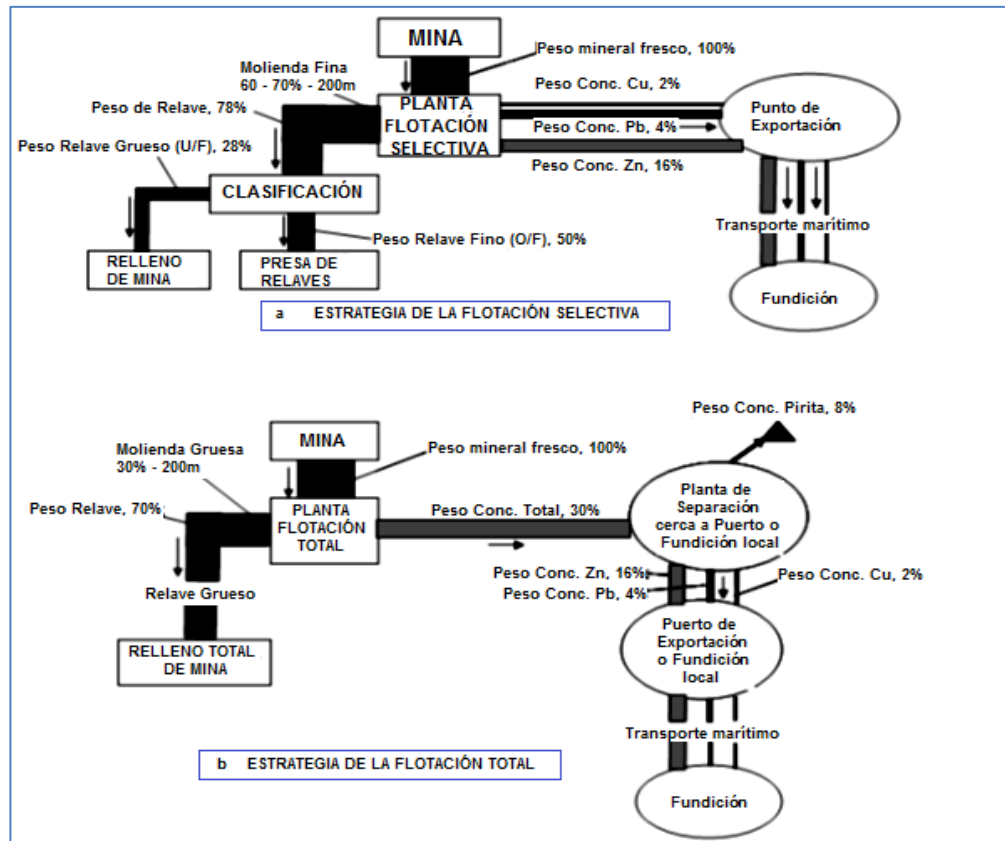


menores cantidades de reactivos) y menor consumo de agua que el obtenido tradicionalmente (Villachica C. , 2012).

A diferencia del sistema tradicional, el relave viene a ser primer producto obtenido en la Planta de Flotación Total, y no el último, mientras que los concentrados individuales se obtienen posteriormente en un circuito independiente. Este circuito independiente evita que las soluciones que contienen los reactivos del circuito de separación, se unan o reciclen al del circuito de Flotación Total, y facilita también que el agua de proceso sea totalmente reciclada al circuito de Flotación Total, otras ventajas de este proceso se observan en la Tabla N° 7. Luego de la Flotación Total es necesario el acopiamiento de todo los concentrados Bulks en una planta concentradora que se ubicaría cerca de los puertos para su posterior separación como se muestra en Figura N° 5 (Villachica C. , 2012).

Sin embargo el planteamiento de la tesis es que el circuito de Flotación Total se instala en el entorno de la mina donde el alto reciclaje y esquema simple de reactivos minimizan el uso de agua fresca y la contaminación. La posterior separación de los sulfuros, productos de la Flotación Total, proceden a la Flotación Diferencial en equipos más simples y pequeños pues se procesara menores volúmenes de tratamiento a diferencia de los PMC's, ya que el relave no circula en las etapas posteriores de separación.

Figura N° 5: Comparación esquemática de la flotación selectiva y flotación total



Fuente: (Villachica C. , 2012)

En la Figura N° 5 se muestra la logística del movimiento de los productos comparada con la alternativa convencional; se observa que el movimiento del concentrado total y de los concentrados individuales de Cu, Pb y Zn es, en distancia y peso, similar en ambos casos, pero mucho más simple en el caso de la opción de Flotación Total, y respalda aún más la estrategia adoptada si a cambio de esta modificación se obtienen beneficios económicos y ambientales importantes (Villachica C. , 2012). Algunas diferencias entre la flotación diferencial y la flotación total su pueden observar en la Tabla N° 7 que se muestra a continuación:





Tabla N° 7: Diferencias entre flotación diferencial y flotación total

N°	FLOTACIÓN DIFERENCIAL, SELECTIVA O CONVENCIONAL	FLOTACIÓN TOTAL
1	Los minerales polimetálicos de Cu, Pb, Zn se procesan para obtener concentrados individuales de cada uno de ellos y se transportan separadamente hasta el lugar de comercialización	Los minerales polimetálicos de Cu, Pb, Zn se procesan para obtener un Concentrado Total que engloba todos los valores y que luego se transporta hasta la Planta de Separación.
2	La separación en concentrados individuales de Cu, Pb y Zn se hace en un circuito integrado al Circuito Principal. El circuito de separación siempre se localiza en el mismo emplazamiento minero.	La separación en concentrados individuales de Cu, Pb y Zn del Concentrado Total se hace en una Planta totalmente independiente de la Planta principal, con lo que no se necesita espacio, equipos adicionales y La Planta de Separación puede ubicarse en otro emplazamiento, a veces a cientos de kilómetros del emplazamiento minero.
3	La Planta demanda 3 circuitos de flotación, 3 circuitos de espesamiento y 3 circuitos de filtración, y un 4to. Circuito cuando se flota pirita. Ello implica 4 tipos de efluentes en el emplazamiento, además del relave final.	La Planta de Flotación total requiere 1 una sola etapa de sedimentación y/o filtración, y genera 1 solo efluente en el emplazamiento además del relave final que es de composición similar.
4	Se emplea un esquema complicado de reactivos que compiten entre sí y permanecen en la pulpa hasta la evacuación del relave. Se emplean 4 tipos de modificadores (activadores/depresores), 2 reguladores de pH (cal y ácido), colector y espumante.	Se emplea un esquema simple de reactivos que no compiten entre sí. Se emplea solo 1 tipo de modificador, colector y espumante, y no es imprescindible modificar el pH natural.
5	La dosificación global de reactivos es de 3 a 4 kg/TM	La dosificación global de reactivos difícilmente supera 0.6 kg/TM
6	La variedad y alta concentración de reactivos, además del pH alto impiden el reciclaje de agua sin tratamiento previo.	El número reducido, compatibilidad y baja concentración de los reactivos, junto con pH moderado permite el reciclaje total del agua de proceso sin tratamiento previo alguno.
7	El consumo de energía calculado para molienda fina está en el orden de 11 a 13 kw-h/T para molienda fina.	Para los mismos minerales, la opción de F. Total solo consume de 6 a 8 kw-h/t (incluyendo la remolienda del Concentrado Total).

8	La calidad de los concentrados y la recuperación de los metales es difícil de mejorar en plantas de pequeña o mediana capacidad porque la complejidad del sistema requiere de mucho control y/o adicionar más etapas al circuito actual. Hay que controlar por lo menos 10 parámetros en todo el circuito.	La Flotación Total es muy simple y por lo mismo eficiente independientemente de la capacidad de la Planta; el sistema de separación se reduce a 2 productos: Concentrado Total y Relave, y puede ser controlado fácilmente, o automatizado a bajo costo. Solo se controlan 3 parámetros.
9	La calidad de los concentrados y la recuperación de los metales es difícil de mejorar en Plantas de pequeña o mediana capacidad por la gran variabilidad del mineral de cabeza.	La Flotación Total tiene gran flexibilidad frente a oscilaciones de ley en la cabeza porque la suma de los sulfuros se mantiene prácticamente constante aunque las leyes individuales varíen.
10	La calidad de los concentrados y la recuperación de los metales es difícil de mejorar en plantas de pequeña o mediana capacidad por la gran variedad de concentrados de calidad especificada que hay que obtener.	La restricción de variedad y calidad de concentrados individuales no afecta la eficiencia de la Flotación Total, pues la separación se realiza eficientemente en la Planta de Separación mediante condiciones controladas y procesos de desorción que si se justifican en esas condiciones.
11	Las innovaciones tecnológicas son costosas y tienen que ser contrastadas con el valor del mineral tratado. En esta planta se trata mineral con valores recuperables en el orden de 40 a 100 \$/TM que no justifican innovaciones costosas.	La Planta de Flotación Total trata mineral con valores recuperables en el orden de 40 a 100 \$/TM pero no requiere innovaciones costosas; por el contrario es un sistema muy simple. La Planta de Separación en cambio requiere tecnología costosa para obtener concentrados de excelente calidad, y este tipo de inversiones se justifica plenamente porque esta planta trata Concentrado Total con valores en el orden de 200 a 800 \$/T.
12	La cinética de flotación selectiva es retardada en todos los circuitos por la competencia entre el depresor y colector y la carga circulante resultante de las etapas de limpieza. El tiempo global de flotación supera los 60 minutos.	La cinética de Flotación Total es sumamente rápida porque no hay depresores que afecten los sulfuros valiosos y la carga circulante es mínima. Se estima que el tiempo total de flotación está en el orden de 10 minutos.
13	La cinética de flotación selectiva es retardada por la dilución progresiva de la pulpa a lo largo de los diversos circuitos.	La cinética de Flotación Total no es afectada por la dilución de la pulpa porque en la primera celda se recupera más del 80%
14	La eficiencia metalúrgica es limitada en el caso de minerales muy complejos	Muy adecuada para el tratamiento de minerales complejos porque la separación se realiza en una Planta independiente y eficiente.



15	La Planta de Flotación Selectiva requiere de un gran número de unidades para atender los diferentes circuitos.	La Planta de Flotación Total es muy simple. Requiere solo 2- 3 celdas de flotación con un volumen equivalente a la sexta parte del volumen de celdas de la flotación selectiva.
16	La Planta es indivisible, y el empresario minero tiene, necesariamente, que adquirirla como un todo. Esta circunstancia limita la apertura de nuevos proyectos o expansión de los proyectos existentes de Pequeña y Mediana Minería.	La Planta de Flotación Total es independiente de la Planta de Separación, y esta última puede pertenecer a terceros que brindan el servicio de separación en el lugar más conveniente. De este modo el empresario minero puede desarrollar su proyecto con menos de la cuarta parte de la inversión requerida con estrategias convencionales y/o operar con niveles de producción mucho mayores. El costo de operación se reduce también significativamente.
17	Generalmente en la mina no se cuenta con insumos alternativos para mejorar la separación y/o es difícil aplicarlos a concentrados en pulpa.	El Concentrado Total es fácilmente deshidratado y retiene muy poca humedad debido a su granulometría gruesa. Este factor compensa de algún modo el mayor peso de sólido transportado.
18	En el caso de minerales complejos como Tamboraque los efluentes son más contaminados As >1.61 ppm	No se contamina el río Rímac por que los procesos complejos se realizan en otra zona.

Fuente: (Villachica C. , 2012)

#### 4.10 Cianuración

#### 4.11 Descripción

Este método de cianuración es el más largamente utilizado para la extracción del oro; su enfoque data desde principios del siglo XX, experimentando sucesivas mejoras tanto en el ámbito de esquema del proceso como en su implementación desde instalaciones de planta. Constituye un método bien establecido, capaz de tratar los minerales de diversos tipos, mediante ciertas adaptaciones específicas.



El principio básico del proceso de cianuración consiste en que una solución alcalina débil de cianuro tiene una acción preferencial por la disolución del oro y plata contenida en la mena.

### Condiciones Generales

- La química de la cianuración del oro pone en evidencia la necesidad de la presencia de oxígeno para llevar a efecto el proceso. El oxígeno necesario para la reacción química es aportado por el aire.
- Para evitar la transformación del radical  $\text{CN}^-$  en el compuesto  $\text{HCN}^1$ , el proceso de cianuración deberá efectuarse en medio básico, siendo el mínimo de trabajo el 50% de  $\text{HCN}$ . La basicidad del medio por lo general se controla mediante la adición de cal, siendo el consumo muy variable según el mineral, desde 1 kg/tm de mineral tratado hasta varios kilogramos.
- La cianuración se debe trabajar a un pH máximo de 11, por encima de este valor la velocidad de disolución del oro decrece debido a la formación del peróxido de calcio, el cual se adsorbe sobre el oro, ocasionando la pasivación del proceso.
- Para el proceso normalmente se usa cianuro de sodio, los consumos habituales varían de menos de 0.20 kg/Tm a 5.0 kg/Tm en los casos más difíciles. La concentración de cianuro libre en la solución de ataque varía entre algunas ppm y 500 ppm de  $\text{NaCN}$ .

---

<sup>1</sup> Gas cianhídrico extremadamente tóxico



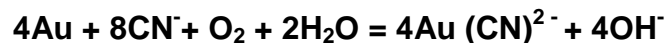
- La disolución del oro en soluciones cianuradas se realiza manteniendo una relación de equilibrio  $[\text{CN}^-]/[\text{O}_2]$  de 6.0, la cual indica que trabajando a altas concentraciones de cianuro, la tasa de disolución depende de la concentración de oxígeno; pero a bajas concentraciones de cianuro la tasa de disolución depende de la concentración de cianuro.
- El tiempo de ataque es dependiente del mineral tratado y de la dimensión de los granos de oro. Industrialmente, se encuentra entre 16 y 40 horas, con tiempos aún más largos para condiciones especiales. Teniendo en cuenta que la velocidad de disolución depende directamente de la superficie específica del oro ( $\text{cm}^2/\text{g}$ ), resulta razonable implementar la recuperación previa de las partículas gruesas de oro por gravimetría a fin de reducir los tiempos de permanencia y las pérdidas de metal en los residuos de cianuración.
- Siendo la cianuración un proceso gobernado por la difusión, se infiere que la velocidad de agitación es fundamental para aumentar la velocidad de disolución del oro por el cianuro.
- La aplicación de inyección de oxígeno en lugar de aire incrementa la recuperación final de oro en 5%, pero fundamentalmente incrementa la cinética de disolución, reduciendo el tiempo necesario de 30 a solo 10 horas y reduce en 30% el consumo de cianuro. El oxígeno da mejores resultados cuando se emplea en el pre tratamiento de pulpas que contienen sulfuros que durante la misma cianuración; se han

reportado resultados similares cuando se aplica agentes oxidantes como  $\text{H}_2\text{O}_2$  o  $\text{CaO}_2$  en el pre tratamiento. En el Perú hay varias plantas de cianuración (M. Laytaruma, M. Belén, C.M. Horizonte, etc.) que emplean inyección de oxígeno producido en una planta propia de generación de oxígeno.

#### **4.12 Termodinámica de la Cianuración**

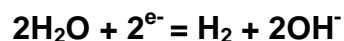
En el proceso de cianuración para la extracción de oro, el oro se oxida y se disuelve en una solución acuosa de cianuro alcalino en presencia de oxígeno disuelto como un oxidante, formando el Au (I) complejo de cianuro,  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ .

La reacción global para la lixiviación de oro puede ser expresado por la siguiente ecuación:



Con el fin de representar la química de equilibrio de la reacción de cianuración, es a menudo conveniente utilizar el diagrama Eh-pH (también llamado como diagrama de Pourbaix) que es ampliamente utilizada en los procesos hidrometalúrgicos, en la Figura N° 7 se muestra el diagrama Eh-pH para el sistema oro-agua-cianuro-oxígeno a 25 °C y  $[\text{CN}^-] = 10^{-3} \text{ M}$ .

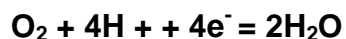
Las dos líneas discontinuas indican los equilibrios para la reducción de agua en hidrógeno (línea inferior),





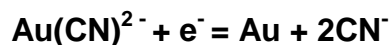
$$E^{\circ} = - 0,0591 \text{ pH} - 0,0295 \log (\text{pH}_2)$$

Y para la reducción del oxígeno a agua (línea superior) está dada por la siguiente ecuación:



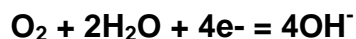
$$E^{\circ} = 1,23 \text{ hasta } 0,0591 \text{ pH} + \log (\text{PO}_2)$$

Respectivamente, donde  $\text{pH}=2$  y  $\text{PO}_2$  son la presión parcial de hidrógeno y gas oxígeno respectivamente (Ciminelli, 1987). Entre las dos líneas de trazos es la zona en la cual el agua es estable. La región sombreada indica la zona de estabilidad de oro como el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  complejos en soluciones acuosas de cianuro en un amplio rango de valores de pH. Como se ilustra en la Figura N° 7, el oro puede ser oxidado por el oxígeno a un potencial de aproximadamente -0,52 V y será soluble en soluciones alcalinas de cianuro a pH alto ( $> 10$ ). Para propósitos prácticos, la estequiometría de la reacción de disolución de oro se da por la siguiente ecuación:



$$E^{\circ} = - 0,57 \text{ V}$$

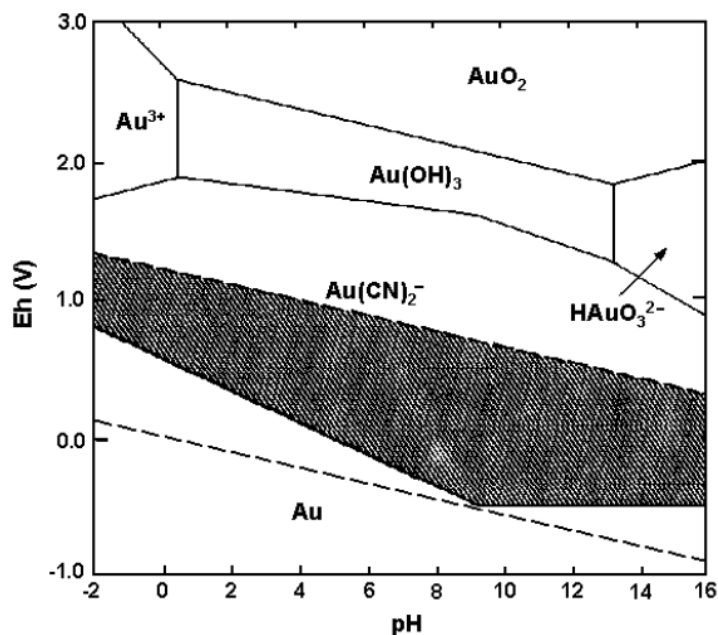
Mientras que la reacción reductora de oxígeno está dada por la siguiente ecuación:



$$E^{\circ} = + 0.401 \text{ V}$$

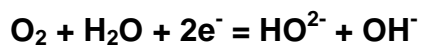
De mayor importancia en la práctica son las consideraciones cinéticas que se aplican a la lixiviación de oro.

**Figura N° 6: Diagrama Eh-pH para cianuro-oro-agua, sistema a 25 °C para [Au]=01 mM y [CN<sup>-</sup>]=1mM.**



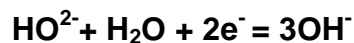
**Fuente:** (Marsden, 2006)

La reducción catódica de oxígeno en soluciones alcalinas ha sido experimentalmente demostrado que proceder a través de la formación intermedia de peróxido por la reacción (Marsden, 2006).



$$E^\circ = -0,076 \text{ V}$$

El peróxido de hidrógeno formado es un fuerte agente oxidante que puede participar en reacciones de oxidación más:



$$E^\circ = 0,878 \text{ V}$$

El oxígeno puede ser reducido directamente a los iones hidróxido, en lugar de  $\text{HO}^{2-}$ . En general, estas reacciones requieren una gran potencial y son muy lentas. Está bien establecido sobre la base de mediciones electroquímicas que la tasa global de disolución de oro en gaseosas soluciones de cianuro alcalino es controlada por la velocidad de difusión de los reactivos de la solución a granel a la superficie de oro es decir, la reacción es la masa de transporte controlado. Por lo tanto, la tasa de lixiviación de oro puede depender de la concentración de oxígeno, concentración de cianuro, la temperatura y la velocidad de agitación (Marsden, 2006).

Los métodos convencionales de lixiviación con cianuro de concentrados sulfurados de oro con presencia de arsénico requieren un pretratamiento anterior a la lixiviación. Este proceso de oxidación es presentado a continuación.

#### 4.13 Pretratamiento

Se han tratado numerosas pruebas de pretratamiento para tratar los minerales sulfurados complejos o también llamados refractarios que contienen oro, y en caso de los refractarios por matriz sulfuradas el principal objetivo es lograr la oxidación completa o parcial de esta matriz, seguidas de una lixiviación

con cianuro encontrándose resultados tan bajos como 2.2% de recuperación así como otras tan altas como 99% (Fairley, 1976).

Los principales métodos de pre-tratamiento son:

- Tostación
- Oxidación por Presión
- Oxidación Alcalina
- Oxidación Biológica

El resumen de estos métodos de pueden ver en la Tabla N° 8.

#### **4.14 Tostación**

Tostación fue el método estándar para la oxidación de azufre años atrás. Además el uso de calefacción y aire ‘Roasting’ para quemar el azufre del mineral seco no se considera ambientalmente aceptable ya que gran cantidad de gases de dióxido de azufre son expulsados a la atmósfera. Sin embargo hoy en día algunas las plantas de tostación emplean sistemas de depuración de gases que con frecuencia producen ácido sulfúrico como un subproducto, minimizando esta emisión de gases al ambiente, pero la instalación de este tipo de plantas presenta altos costos y complejidad de procesos en la operación.



Tabla N° 8: Cuadro resumen comparativo de principales procesos de oxidación

Proceso	Resumen del proceso	Ventajas	Desventajas
<b>BIOX®</b>	La oxidación bacteriana del concentrado flotado por la acidithiobacillus ferrooxidans, At.thiooxidans y Leptospirillum ferrooxidans con control de temperatura y pH. Golfields Ltd (GFL) prosee esta tecnología.	Moderados costos de capital y operación.  Relativa simplicidad y bajo costo de manejo de relaves	Es más difícil de alcanzar la oxidación completa del S comparado con la tostación y la oxidación a presión.  Requiere agua de cierta calidad
<b>Bac Tech</b>	La oxidación bacteriana del concentrado flotado por la thermophilic, bacteria similar al proceso BIOX®	Moderados costos de capital y operación.  Relativa simplicidad y bajo costo de manejo de relaves	Es más difícil de alcanzar la oxidación completa del S comparado con la tostación y la oxidación a presión.  Requiere agua de cierta calidad
<b>Tostación</b>	La oxidación de los sulfuros contenidos en todo el mineral y usando oxígeno a elevada temperatura y presión	Bajo costo de capital y operación  Relativa simplicidad y bajo costo de manejo de relaves  Completa oxidación del Azufre  Apropiado para mineral conteniendo material carbonaceo	Dificultades medio Ambientales en el manejo y disposición de los residuos de arsénico y azufre
<b>Oxidación a presión</b>	Oxidación acuosa acida de sulfuros contenidos en el concentrado de flotación o de todo el mineral usando oxígeno a elevada temperatura y presión.	Tecnología estable  Relativa simplicidad y bajo costo de manejo de relaves  Más completa oxidación de S comparado con el proceso BIOX®	Alto costo de capital y operación.
<b>Alta temperatura Redox</b>	Oxidación a alta presión usando ácido nítrico como catalizador a elevada temperatura.	Rápida oxidación con buena oxidación del S	Alto costo de capital y operación  Tecnología no estable

Fuente: (Whincup & Binks, 2004)



**a) Mecanismo de la tostación de minerales de pirita y arsenopirita**

Las operaciones que han encontrado mejores resultados en cianuración son obtenidos si aproximadamente el 25% del producto es magnetita (Misari Chuquipoma, 2010).

La oxidación de minerales de arsénico a temperaturas altas y con exceso de aire puede producir arsenato férrico, el cual tiene una tendencia de ocluir al oro y así reduce la recuperación en la cianuración. Para evitar esto se da una oxidación a baja temperatura entre 400 a 500. Con menor contenido de aire para obtener óxidos arseniosos volátiles (Misari Chuquipoma, 2010).

**Tostación bajo condiciones oxidantes** bajo contenido de dióxido de azufre, es dada mediante la siguiente ecuación:



No es deseable que se forme la magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) directamente, porque puede impedir la adecuada difusión del arsénico en la superficie, resultando retenido en la matriz. Además la calcina presenta poca porosidad y pobre accesibilidad de soluciones para la extracción o disolución del oro. Consecuentemente, una sola etapa de oxidación es poco usada para materiales que contienen más de 2 a 3 % de arsénico.



**Tostación bajo condiciones reductoras**, es dada mediante la siguiente ecuación:



La arsenopirita se descompone en pirrotita y arsénico, llamado proceso de desarsenización. El arsénico se difunde a través de la expansión térmica y es volatilizado a la superficie dejando la pirrotita porosa (ver Figura N° 7).

Luego la pirrotita es oxidada a magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) y subsecuentemente en hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), **como se muestra en la siguiente** ecuación:

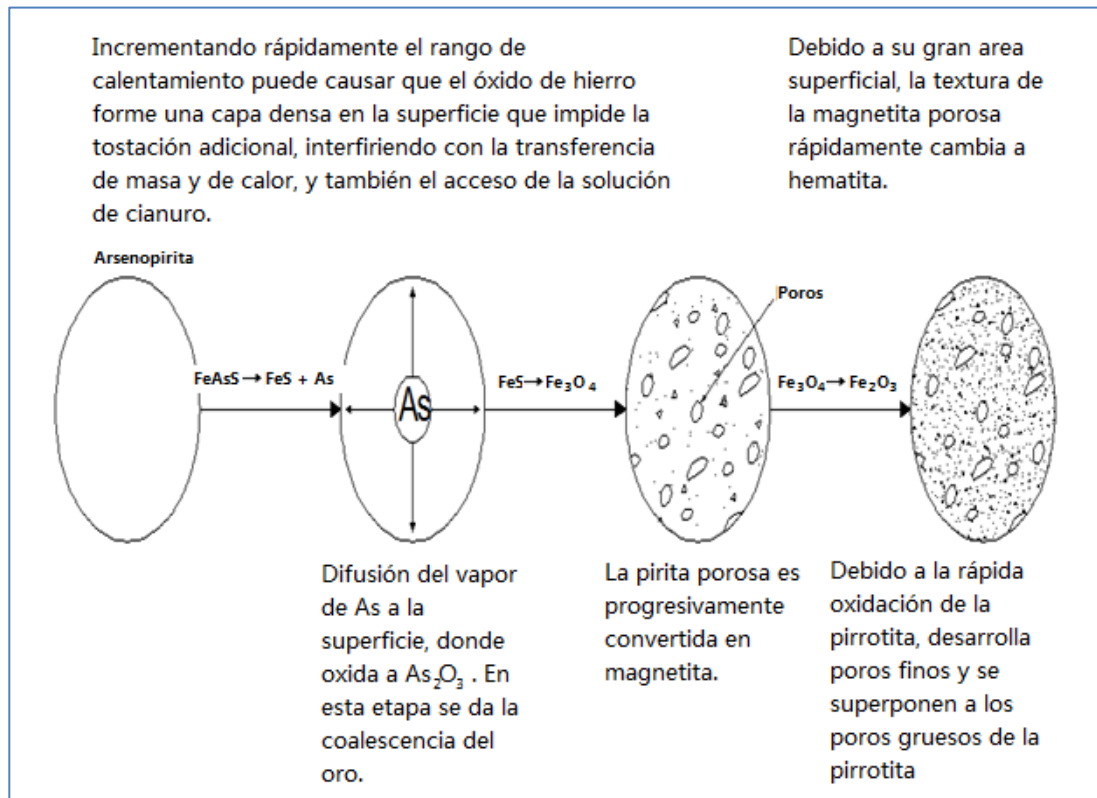


A alta temperaturas y con exceso de aire se puede formar el arseniato férrico ( $\text{FeAsO}_4$ ). Tiene una tendencia de ocluir el oro y así reduce la recuperación, para evitar esto se debe:

- La tostación inicial  $< 500\text{ }^\circ\text{C}$  y con menor radio de aire con menor radio de aire. Con los que los óxidos de As volatilizan.
- La temperatura y aire son aumentadas en la segunda etapa, para en otro caso oxidar la pirita o en todo caso para la formación de hematita.

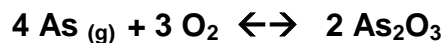
Los mejores resultados en la lixiviación se dan cuando se tiene 70% Hematita y 30 % magnetita.

**Figura N° 7: Mecanismo de combustión de los granos de arsenopirita**

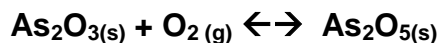


**Fuente:** (Marsden, 2006)

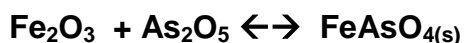
La volatización del arsénico es rápidamente oxidado a trióxido de arsénico, en presencia de oxígeno, es dada mediante la siguiente ecuación:



Dependiendo de la cantidad de oxígeno y las condiciones puede ser oxidado a  $As_2O_5$ , como se muestra en la siguiente ecuación:



La reacción anterior es importante porque puede conducir a una mayor reacción de la hematita con el pentóxido de arsénico, **como se muestra en la siguiente** ecuación:



El  $\text{As}_2\text{O}_5$  es minimizado en la tostación con baja concentración de oxígeno. Pero no la menor que puede causar insuficiencia de oxígeno que impida la oxidación del arsénico (Marsden, 2006).

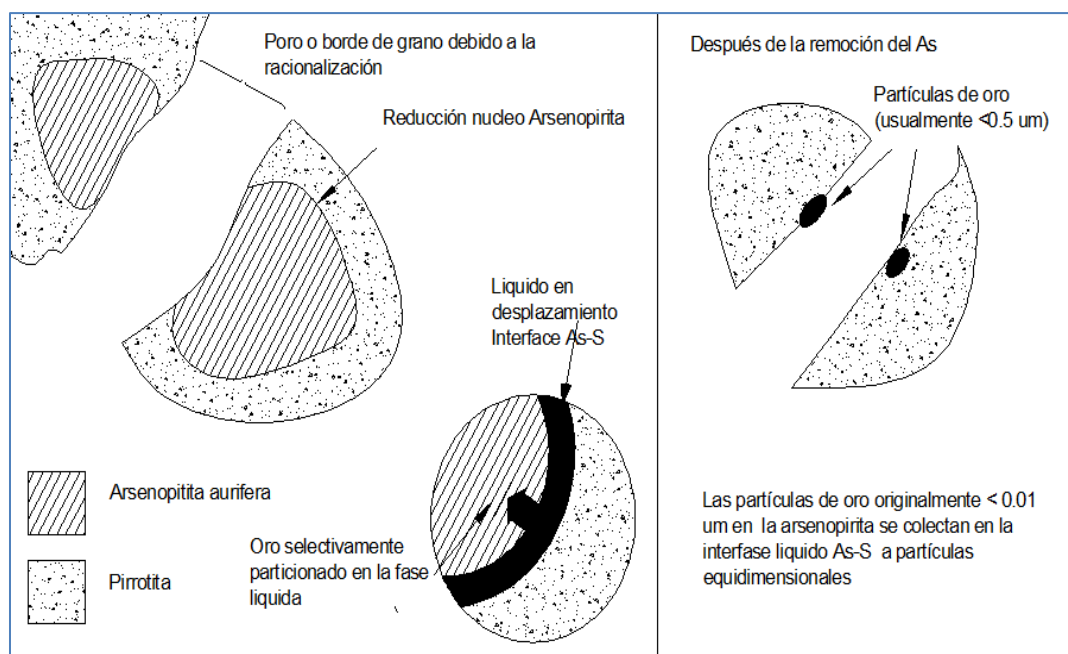
#### **b) El mecanismo de coalescencia de oro durante la tostación**

Durante la oxidación de los minerales sulfurados auríferos, el oro, la cual incluso puede presentarse como partículas finas o en solución sólida, migrantes hacia los poros o en los bordes de grano en la dirección de difusión del arsénico o azufre (ver Figura N° 8). A si como la migración ocurre, la coalescencia del oro en fase líquida. Además es pensado que la coalescencia ocurre en la superficie del mineral, así como la volatilización del As y S y partículas de oro mayores de 1  $\mu\text{m}$  se pueden formar.

La oxidación adicional de magnetita a hematita, con la asociación de la recristalización hace a las partículas de oro accesibles a la solución lixiviante.

Estas partículas de oro son más pre-disponibles a la lixiviación debido a la virtud de la localización y tamaño. Sin embargo la migración y la coalescencia del oro son sensibles a la temperatura por lo que dos etapas de tostación son aplicadas para que este mecanismo funcione.

**Figura N° 8: Mecanismo de coalescencia de partículas de oro durante tostación de la arsenopirita aurífera**



**Fuente:** (Marsden, 2006)

Un aspecto negativo de este mecanismo son los lentos rangos de lixiviación incluso si se recupera más del 90% pues puede formarse excesiva coalescencia haciendo muy grandes a las partículas formadas (Marsden, 2006).



### **c) Tostación parcial de arsenopirita**

La mena se tuesta en flujo de aire restringido y a una temperatura moderada (aproximadamente 450 °C, dependiendo de las características particulares de la mena) la oxidación será solo parcial. Bajo dichas condiciones de oxidación, el arsénico se oxida para formar el óxido arsenioso altamente volátil y se evita la formación del pentóxido de arsénico no volátil. El hierro de la mena también se oxida mayormente a magnetita en lugar de hematita (Nagy, Mrkucic, & McCulloch, 1969).

### **4.15 Oxidación a Presión**

Los minerales sulfurados pueden ser descompuestos rápidamente en medio ácido a elevada temperatura y presión, usando oxígeno como principal oxidante. El Fe (III) que es formado en el proceso juega un importante rol en muchas reacciones de oxidación. La reacción es llevada a cabo en un reactor, llamado autoclave, el cual es capaz de soportar alta presión y temperatura. Los minerales y concentrados refractarios sulfurados que contienen proporciones mayores a aproximadamente 4% de sulfuros de azufre puede ser tratado autógenamente (usando el sulfuro contenido en el material de alimentación como la fuente total de calor en un estado estable de operación y empleando eficientemente el calor recuperado del sistema) para liberar el oro y entregar un mineral dócil a la cianuración. Materiales que contengan menos de 4 % de sulfuros de azufre tal vez requieran adicionar calor en forma de vapor para que el proceso sea efectivo.

Condiciones muy ácidas ( $\text{pH} < 2$ ), temperaturas bajas ( $100 - 170\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) e inyección de oxígeno se da en la siguiente ecuación:



El  $\text{Fe}^{2+}$  puede ser oxidado a  $\text{Fe}^{3+}$  bajo estas condiciones, **como se muestra en la siguiente** ecuación:



El  $\text{Fe}^{3+}$  es un agente muy oxidante y ayuda en la oxidación de los sulfuros, **como se muestra en la siguiente** ecuación:



El **S** elemental formado en las reacciones debe ser removido pues puede formar una capa no reaccionante y aglomerarse reduciendo la eficiencia de la oxidación impidiendo que la solución pueda entrar entre las nuevas aberturas y disolver suficiente oro y el consumo de cianuro se incrementara. La eliminación del **S** elemental se logra operando a altos niveles de temperatura  $170\text{ }^{\circ}\text{C}$  aproximadamente en el que el azufre es oxidado a sulfato, **como se muestra en la siguiente** ecuación:





En la práctica la temperatura usada es de 180 - 225 °C, y la ecuación general es:



#### 4.16 Oxidación Alcalina

La oxidación alcalina fue propuesta por primera vez y se utiliza comercialmente a finales de 1950 para el tratamiento de los materiales sulfurados. Más recientemente, los nuevos procesos que se han propuesto para la oxidación de minerales de oro sulfurosos de arsénico en soluciones alcalinas para extraer el oro, ya sea en uno o dos pasos.

El uso de pretratamiento de oxidación alcalina tiene varias ventajas técnicas que incluyen el uso de temperaturas más bajas, los problemas de corrosión menos severas, aunque los costes de reactivos de alta puede ser considerada como una desventaja (Zhang, Oxidation of refractory gold concentrates and simultaneous dissolution of gold in aerated alkaline solutions, 2004).

El uso de un tratamiento previo de oxidación alcalina tiene varias ventajas técnicas como las siguientes (Meng, Wu, Su, & Wang, 2003):



- Simplificación de diagrama de flujo para la recuperación de oro por cianuración;
- Baja temperatura de operación (por lo general inferior a 100 ° C);
- Menos problemas de corrosión en materiales de construcción;
- Baja costos de capital y operativos, y
- Idoneidad para el ácido de consumo de minerales y concentrados.

Adicional al proceso alcalino se adiciono un proceso más, que es la remolienda ultra fina, llamándolo el **proceso Albión**, patente de Xstrata.

#### **4.17 Oxidación alcalina de Arsenopirita**

##### **a) La naturaleza de la Arsenopirita**

Arsenopirita o pirita arsenical es el arsénico mineral más común y ocurre en todo el mundo que contiene en abundancia considerable en muchas localidades. Su composición generalmente se desvía de su fórmula teórica de  $\text{FeAsS}$  con alguna variación y el contenido de S que van desde  $\text{FeAs}_{0.9}\text{S}_{1.1}$  a  $\text{FeAs}_{1.1}\text{S}_{0.9}$ . Tiene una masa molecular de 162,83 con una composición química teórica de **34,29% de Fe**, **46,01% As** y **19,69% S**. Se ha sugerido que el **Fe** en arsenopirita está presente tanto como  $\text{Fe}^{2+}$  y  $\text{Fe}^{3+}$  con  $\text{Fe}^{2+}$  predominante. la fórmula de la arsenopirita se describe como  $\text{Fe}^{2+}(\text{AsS})^{2-}$  con una pequeña aportación de  $\text{Fe}^{3+}(\text{AsS})^{3-}$ . El existir como arsenopirita y **S** en su mayor parte



como un grupo dianiónico a causa de la unión covalente entre las **As** y **S**. (Ellis, 2004).

La mayoría del azufre está presente como  $S^-$  (78%) con  $S^{2-}$  (15%) y también  $S^{2-}$  como especies menores. La separación del arsénico del azufre es más difícil que la separación del hierro del grupo arsénico contenido en azufre (Marsden, 2006).

La arsenopirita casi siempre se produce como un intercrecimiento de dos o más cristales individuales en sus formas minerales, lo que complica la determinación de su estructura por difracción de Rayos X (DRX) a causa de la dificultad de obtener un solo cristal. Un análisis cuantitativo bastante exacta DRX para arsenopirita puede obtenerse a partir de la  $D_{131} = 1,6106$  pico de difracción Tiene un color blanco plateado y la gravedad específica de 6,07.

La arsenopirita tiene una importancia económica considerable cuando se lleva la mayor porción de oro en el mineral como es el caso de la planta Tamboraque.

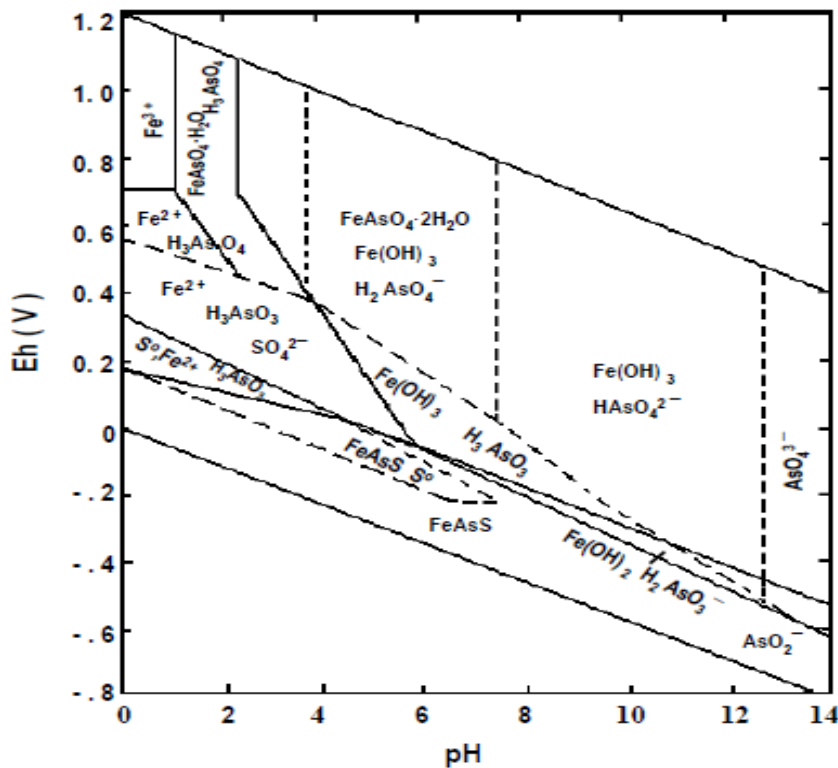
#### **b) Termodinámica de la oxidación de arsenopirita en Medio Alcalino**

La oxidación en medios alcalinos es termodinámicamente ventajosa debido a que se requieren menores potenciales para oxidar la arsenopirita

como se indica en el diagrama Eh-pH para el Fe-As-S-H<sub>2</sub>O sistema mostrado en la Figura N° 9.

El rango de estabilidad potencial de arsenopirita es de aproximadamente -0,6 a 0,2 V (Zhang, 2004). Se ha encontrado que el potencial de arsenopirita aumenta con la disminución del pH de aproximadamente -0,01 V a pH 12 a 0,15 V a pH = 9. Así, en medios alcalinos, oxidantes normales tales como el oxígeno puede oxidar arsenopirita fácilmente a férrico, arseniato ( $\text{HAsO}_4^{2-}$  o  $\text{AsO}_4^{3-}$  dependiendo del pH), y sulfato ferroso con hidróxidos y arsenitos como productos intermedios.

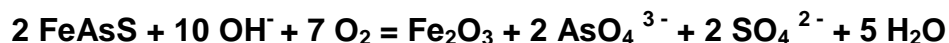
Figura N° 9: Diagrama Eh-pH para el Fe-As-S-H<sub>2</sub>O a 25°C



Fuente: (Zhang, 2004)



La reacción global para la oxidación alcalina de arsenopirita puede ser descrito por la siguiente ecuación:



En Kalgoorlie, Australia, se viene realizando satisfactoriamente trabajos a escala industrial con este método, lo que demostraría que la oxidación alcalina de arsénico es una posible alternativa a la Biolixiviación (Ellis, 2004).

### c) Pretratamiento con Hidróxido de Sodio

Uno de los retos más importantes actualmente experimentados por la industria del oro es la recuperación eficiente de los metales preciosos a partir de minerales refractarios que contienen arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) y pirita ( $\text{FeS}_2$ ), que son minerales importantes para la acogida de oro. La asociación más frecuente de oro con los minerales de sulfuro son los orificios y fracturas de los minerales, a lo largo de las fronteras entre los sulfuros y otros minerales, encerrados dentro de los granos minerales de sulfuro, en el sub-microscópica forma como inclusiones o en solución sólida y, posiblemente, como un componente de red de los minerales (Zhang, 2004). Oro se produce normalmente como granos discretos con tamaño de partícula de 200 micras a fracciones de una micra. En minerales arsenopiríticas, el oro puede ser invisible como solución sólida incluso cuando están presentes a niveles de 1%. El tratamiento de los depósitos de sulfuro ha sido de gran interés en los últimos años debido al agotamiento continuo de minerales de oro oxidado (Zhang, 2004) (Marsden, 2006).

El oro puede ser recuperado a través de cianuración directa si es que existen granos discretos como liberados o expuestos. Sin embargo Zhang (2004) menciona que *“el oro en solución sólida o como inclusiones en sulfuros responde mal a cianuración convencional u otras alternativas lixiviantes, incluso después de la molienda ultra-fina de minerales a 5 micras”*. Por lo tanto, la recuperación de oro de minerales que contienen pirita-arsenopirita requiere desglose de la estructura cristalina de los minerales de acogida por parte de la oxidación, seguidas por cianuración convencional.

Los residuos de la lixiviación alcalina no son nocivos con el Medio Ambiente, el producto final sería sulfato de sodio  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  como se muestra en la siguiente reacción.

#### **4.18 Oxidación Biológica**

La oxidación biológica o también denominada biooxidación al igual que la bio-lixiviación es un proceso en el cual se emplean microorganismos para disolver determinados minerales que mediante lixiviación directa no es posible realizar. En el caso de Tamboraque la biooxidación solubiliza principalmente el hierro, azufre y arsénico liberando al oro desde su matriz inicial para luego hacerlo vulnerable a los métodos convencionales de extracción (Nyrcstar Minera San Juan, 2012).

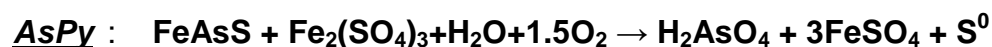
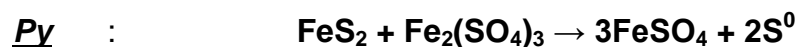
La biooxidación tiene como objetivo lograr la “liberación” de las partículas de oro desde su matriz natural sulfurada (pirita y arsenopirita) de



manera que este oro ocluido tenga el suficiente grado de liberación para interactuar con la solución lixivante y lograr una buena recuperación en la cianuración. (Marsden, 2006)

### a) Mecanismo de oxidación bacteriano

Las solubilización de los compuestos sulfurados a comparación de los compuestos oxidados necesitan un agente oxidante para llevar a cabo las descomposiciones. Así es el ión  $\text{Fe}^{3+}$  quien promueve la solubilización del sulfuro mediante las siguientes ecuaciones totales (Nyrstar Minera San Juan, 2012):



La reacción del ión  $\text{Fe}^{2+}$  con el  $\text{O}_2$  es termodinámicamente espontánea pero cinéticamente es muy lenta con lo cual detiene las reacciones de oxidación hasta un tiempo muy prolongado.

Existen dos tipos de mecanismos de oxidación, el mecanismos directo y el indirecto:

### **Mecanismo Directo**

Las reacciones son directamente catalizadas por la bacteria en la superficie del mineral. La bacteria interactúa directa y físicamente obteniendo compuestos reducidos de azufre como sulfuros y azufre elemental (Nyrstar Minera San Juan, 2012).



### **Mecanismo Indirecto**

La bacteria oxida el hierro ferroso ( $\text{Fe}^{2+}$ ) para obtener el hierro férrico.

Estos dos tipos de mecanismos mencionados se pueden observar en el esquema mostrado en la Figura N° 10.

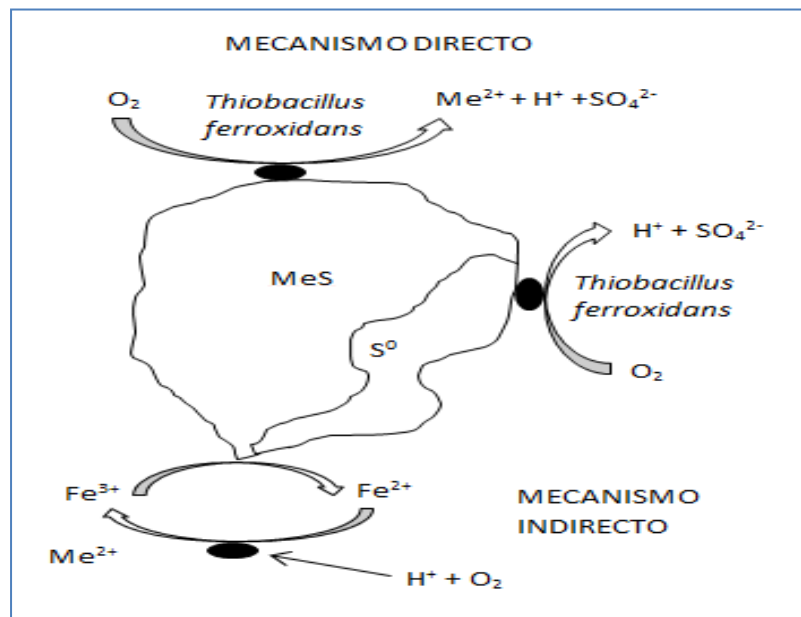
El hierro férrico ( $\text{Fe}^{3+}$ ) es un fuerte oxidante capaz de oxidar a los sulfuros como se muestra en la siguiente ecuación:





Ya que la arsenopirita es más fácilmente oxidable y más blando que la pirita, (Marsden, 2006) la planta Tamboraque solo procesa en los bio-reactores los concentrados de arsenopirita.

Figura N° 10: Esquema de los mecanismos de oxidación bacteriana



Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

### b) Oxidación Bacteriana de la Arsenopirita

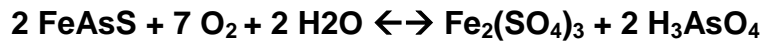
Las principales reacciones de la oxidación bacteriana de la arsenopirita son (Groza & Filcenco, 2008):

- Reacción espontánea de la arsenopirita en el medio ambiente (se da más rápido en presencia de bacterias):





- Oxidación bacteriana (**mecanismo directo**):



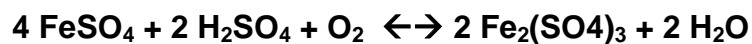
- El sulfato férrico puede producir la descomposición del sulfuro por ataque químico (**mecanismo indirecto**):



- Oxidación parcial de la arsenopirita puede ocurrir por ataque ácido.  
(Groza & Filcenco, 2008)



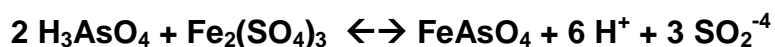
- El sulfato ferroso y el azufre elemental son después oxidados a sulfato férrico y ácido sulfúrico respectivamente por medio de las bacterias  
(Groza & Filcenco, 2008)



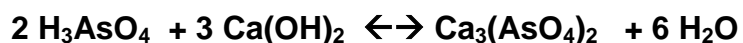


**c) Precipitación de residuos contaminantes en la oxidación bacteriana de la arsenopirita**

El  $\text{H}_3\text{AsO}_4$  producido en la oxidación bacteriana es eficientemente neutralizada en dos etapas en las que el arseniato férrico precipita: (Marsden, 2006)



Si no hay suficiente sulfato férrico ( $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ ) se usa el hidróxido de cal también.



Debido a la imperfecciones de la estructura cristalina (lattice) la corrosión biológica ocurre más rápidamente en inclusiones de oro en partículas sulfuradas porque representan puntos de debilidad en la estructura (aunque la naturaleza de esas inclusiones aún son una controversia que si el oro esta como una partícula pequeña, partículas discretas en la estructura del sulfuro o en solución sólida. Esta corrosión preferencial, es la relación directa que existe entre la recuperación del oro y el porcentaje de oxidación del sulfuro. (Marsden, 2006)

**d) Desventajas del proceso BIOX®**

Las desventajas incluyen largo tiempo de retención (que puede fluctuar entre 15 horas a 150 horas) debido a la lenta velocidad de oxidación bacteriana, refrigeración necesaria debido a la naturaleza exotérmica de la reacción y la adición de cal para ajustar el pH en el rango de 1 a 2.

Otra desventaja sería que es un proceso patentado, actualmente la patente de la oxidación biológica la tiene la empresa Gold Field.

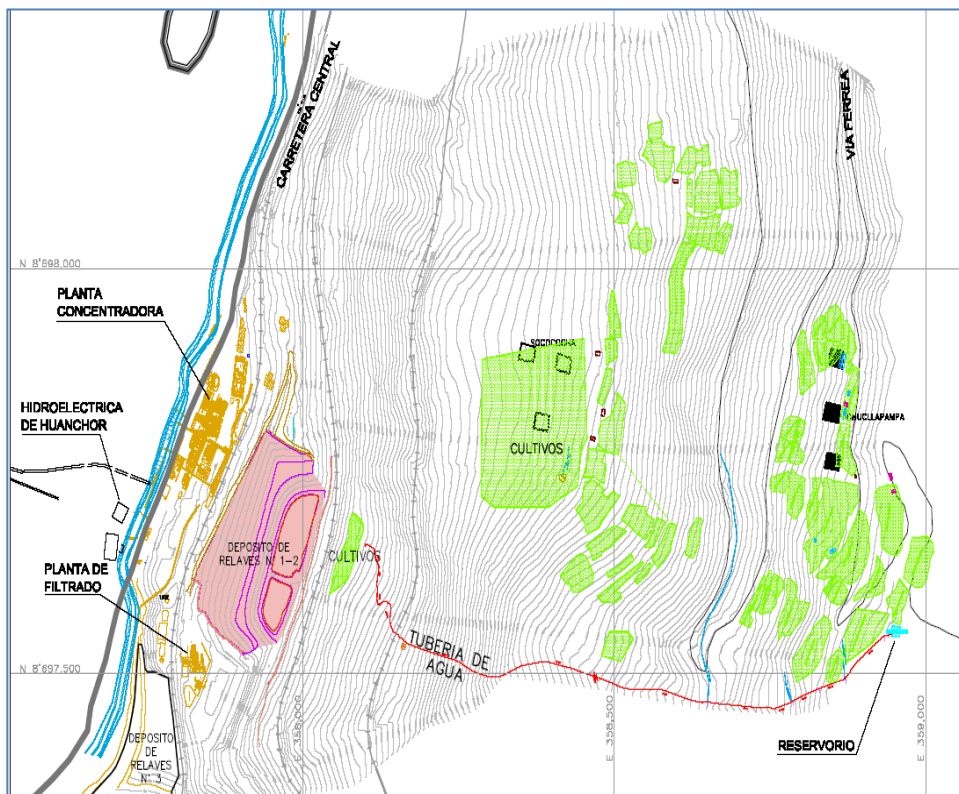
## CAPITULO V

## DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA TAMBORAQUE

## 5.1 Localización

Las operaciones actuales en el emplazamiento minero se encuentran en el distrito minero llamado Viso-Aruri. Este distrito minero pertenece a la jurisdicción política del distrito de San Mateo, provincia de Huarochirí y departamento de Lima. Ocupan un área aproximada de 60 ha (Nyrstar M. S., 2012).

Figura N° 11: Plano General Planta Tamboraque



Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

La topografía es muy accidentada, producto de la erosión fluvial, y presenta desniveles desde los 2,800 hasta los 4,500 msnm. El acceso desde Lima es por dos vías (ver figura 12 y 13): la terrestre a través de la Carretera Central, carretera asfaltada en toda su longitud, recorriendo 90 Km. hasta las instalaciones de la planta concentradora Tamboraque, desde este punto se recorren 25 Km.; la otra ruta es por la vía férrea del Ferrocarril Central cuya línea pasa por las instalaciones de la planta concentradora donde realiza un desarrollo de manera que las instalaciones de la mina son rodeadas por esta vía tanto por el lado inferior como por el superior. (Alva Hurtado, 2012)

**Figura N° 12: Mapa del distrito de San Mateo de Huanchor**



**Fuente:** (Alva Hurtado, 2012)



## 5.2 Planta concentradora Tamboraque

### 5.2.1 Descripción general

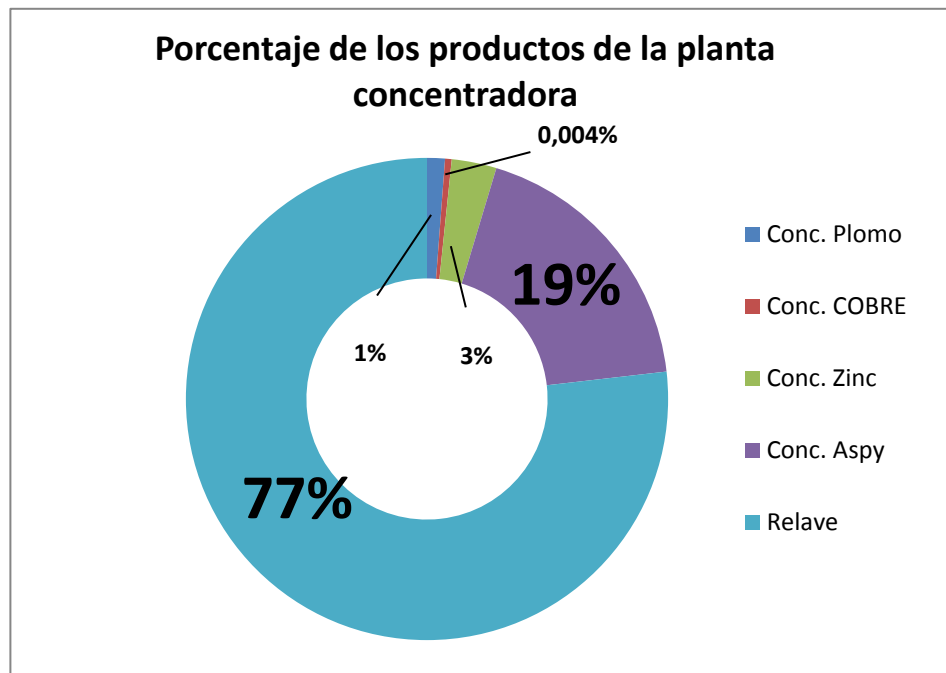
La Planta Concentradora de Tamboraque procesa el total de la producción de mineral polimetálico de la mina Coricancha y eventualmente minerales procedentes de otras minas, obteniéndose 2 tipos de concentrados: plomo-plata, cobre y zinc. Los relaves de la flotación de zinc son procesados en el circuito de flotación en caliente AsPy/Py para obtener un concentrado de arsenopirita y el cual es tratado mediante el proceso de lixiviación bacteriana para la recuperación de oro y plata. El balance general se muestran en la Tabla N° 9, en ella se ve que la capacidad de la planta concentradora Tamboraque es de 15000 Tm/mes del cual, el porcentaje del relave general es de 77 % (Ver figura 10), el cual es depositado en la relavera Chinchán (depósito de relaves de la planta concentradora). Ver Diagrama de Flujo de las operaciones de la planta concentradora Tamboraque en los Anexos.

**Tabla N° 9: Productos de la planta concentradora Tamboraque**

Productos	TMS
Cabeza	15023,7
Conc. Plomo	179,4
Conc. Cobre	67,1
Conc. Zinc	451,5
Conc. AsPy	2784,9
Relave	11540,8

**Fuente:** (Nyrcstar M. S., 2012)

**Tabla N° 10: Porcentaje en peso de los productos de la planta concentradora**



**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

A continuación se detalla las operaciones realizadas en la planta concentradora Tamboraque:

### **5.2.2 Etapa de Trituración y Molienda**

Los minerales procedentes de la veta Constancia son transportados por el “ORE PASS” desde el nivel 550 al nivel 140 de la zona de Aruri.

El mineral de cabeza transportado llega con un tamaño de partícula variado el cual se clasifica en una malla de 1/8” de abertura obteniendo aproximadamente 13% en peso de partículas menores a 1/8”, el cual pasa directamente a la etapa de molienda.



En el área de la zona de Aruri, se encuentra la planta de trituración del mineral, que de acuerdo al diseño, debe reducir desde un tamaño máximo de 10" ROM (Run of Mine) hasta 100% -1 1/2". Los principales equipos e instalaciones se muestran en la Tabla N° 11.

La zaranda vibratoria cuya abertura es de 1-1/2" x 1/2 el cual opera en circuito cerrado con la chancadora cónica, en donde el producto mayor a 1-1/2" x 1/2 va a la chancadora cónica para su reducción de tamaño mientras que el undersize de la zaranda va hacia la tolva de finos.

**Tabla N° 11: Características de los principales equipos de trituración**

Característica	Unid
Tolvas de gruesos con capacidad de 200Tm C/U	3
Pan Feeder de 32" x 62" 10HP C/U	3
Grizzly estacionario de 4' x 3'	1
Zaranda Vibratoria FACO-SVEDALA de 6' x 14', 30HP	1
Chancadora de quijada de 15" x 24", 50 HP	1
Chancadora Cónica ALLIS FACO, 100HP	1
Fajas transportadoras FIMA 4 pliegues	6
Electroimán ERIEZ MAGNETICS de 38" x 40"	1
Detector de metales ERIEZ MAGNETICS de 38" x 40"	1
Tolva de finos, capacidad de 600 Tm.	1

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)



La operación de molienda y clasificación trabaja en circuito cerrado. (Ver Anexos). Los principales equipos e instalaciones se muestran en la Tabla N° 12.

El producto de la operación de molienda llega a 62.0% - 200 m. y se bombea por un mineroducto de 4" x 2050 m hacia un tanque de acondicionamiento para su posterior separación en la planta de flotación de Pb, Zn.

El producto de esta operación es clasificado en un hidrociclón de D-15; el overflow del hidrociclón, es el producto que va a la flotación.

**Tabla N° 12: Características de los equipos de molienda y clasificación**

Característica	Unid
Molino primario FIMA DENVER de 8' x 12', 600HP.	3
Bomba de lamas de 5" x 4", 40 HP.	1
Bomba de Arenas de 6"x6", 50 HP	2
Hidrociclón de D-15.	1
Hidrociclón de D- 20	1
Bomba de sumidero de 2 1/2", 20 HP.	1
Bomba de mineroducto 4"x3", 25 HP	1
Bomba de mineroducto (stand by) 4"x3", 20 HP	1
Fajas transportadoras FIMA 3 pliegues.	3

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)



### 5.2.3 Etapa de Flotación Pb-Cu-Zn

El producto de la molienda-clasificación es bombeado con una bomba 4"x3" y transportado mediante un mineroducto de 4" x 2,050m. Este material es almacenado en un tanque pulmón-acondicionador, donde se adicionan los reactivos depresores de Zn, Fe y colectores para el Pb, procediéndose luego a la flotación para la obtención de un concentrado de Pb-Cu.

El relave de este circuito Pb-Cu pasa al circuito de flotación de zinc en donde se ha incrementado 2 tanques acondicionadores con la finalidad de aumentar el tiempo de residencia en el acondicionamiento y de esta manera aumentar la recuperación de zinc. En el primer tanque acondicionador se acondiciona la pulpa a pH de 11, en el segundo se le adiciona el sulfato de cobre y en el tercero Z-6, procediéndose luego a la flotación para la obtención de un concentrado de Zn.

Los concentrados finales de ambos circuitos se almacenan en tanques de agitación y luego se alimentan a filtros de discos con la finalidad de bajar la humedad entre 10 a 12 %. Los principales equipos e instalaciones se muestran en la Tabla N° 13.

**Tabla N° 13: Características de los equipos del circ. Flotación Pb-Cu-Zn**

Característica	Unid
Tanque acondicionador Pb de 12'x12' con agitador de 30 HP	1
Tanque de recepción de 8'x8'	1
Bancos de 8 celdas de flotación de 100p3, 3x25 HP y 2x15HP	2
Banco de 5 celdas de flotación limpieza Pb de 40p3, 2x25HP y 1x13HP	1
Banco de 7 celdas de flotación limpieza Zn de 40p3, 2x20HP y 3x10HP	1
Bombas de arenas Vulco de 5"x4", 20 HP (cabeza de Zn)	2
Bomba de sumidero vertical Warman QV 3X3 20HP	1
Bomba licuadora Warman retorno de Pb QV 2 10HP	1
Bomba licuadora Warman Concentrado de Pb QV 2 10HP	1
Bomba licuadora Warman retorno de Zn QV 2 10HP	1
Bomba licuadora Warman Concentrado de Zn QV 2 10HP	1
Muestreadores automáticos Fima	4
Tanques de almacenamiento de concentrados 13'x12' agitador de 10HP	2
Filtros de discos Fima 6'x6' 1.5HP	2
Bombas de vacío, Sihi 60 HP 750CFM	2
Sopladores de filtro Universal RAL 5 HP	2
Bombas de licor de filtrado Vulco 2-1/2"x2", 10 HP y 7.5HP	2

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

### **Consumo de reactivos**

La dosificación promedio de reactivos en este circuito se muestra en la Tabla N° 14.



Tabla N° 14: Dosificación de reactivos / Circ. Pb-Ag y Zn

Circuito Pb-Cu		Circuito Zn	
Reactivos	Kg/Tm	Reactivos	Kg/Tm
Cal (90%)	0.651	Cal (90%)	0.984
NaCN	0.074	CuSO4	0.292
ZnSO4	0.387	---	---
XZ-6	0.012	XZ-6	0.024
Thiourea	0.021		
Sulfuro de sodio	0.074		
Metabisulfito de sodio	0.025		
Frother 70	0.038	Frother 70	0.040

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

Las leyes de cabeza del mineral tratado en la planta de **600 tpd** durante febrero del 2012 se pueden ver en la Tabla N° 15.

Tabla N° 15: Ley promedio del mineral de cabeza / Feb.2012

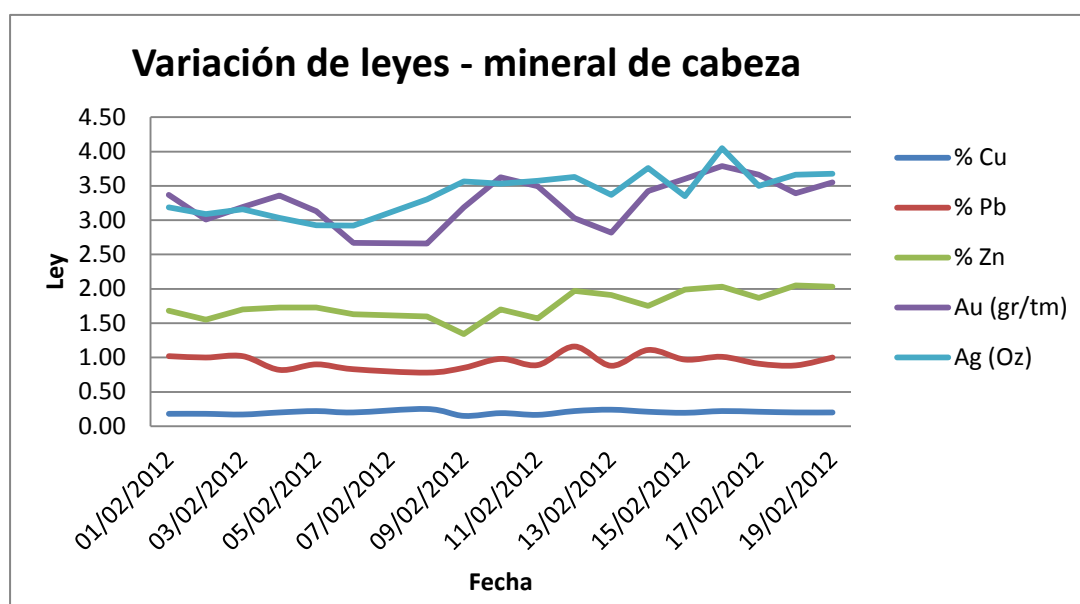


Elemento	Ley baja	Ley alta	Ley Promedio
Pb(%)	0.73	1.04	0.81
Cu(%)	0.17	0.42	0.22
Zn(%)	1.43	2.24	1.67
Ag(g/t)	90.74	166.65	100.02
Au(g/t)	2.67	3.87	3.07

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

En la Figura N° 13 se observan la variación de las leyes de cabeza del mineral tratado durante febrero del 2012.

**Figura N° 13: Variación de las leyes del mineral de cabeza Febrero 2012**



**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

Las leyes y las recuperaciones de los concentrados de Pb se puede observar en la Tabla N° 16.

**Tabla N° 16: Leyes y recuperaciones - concentrado Pb - Febrero 2012**

	LEYES	RECUPERACION (%)
% Cu	2.31	11.81
%Pb	<b>54.33</b>	<b>76.25</b>
%Zn	6.27	4.04
Au g/t	<b>6.44</b>	<b>2.24</b>



Ag g/t	3087.54	33.12
%Fe	7.03	0.99
%As	0.00	0.00

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

Las leyes y las recuperaciones de los concentrados de Cu se puede observar en Tabla N° 17.

Tabla N° 17: Leyes y recuperaciones - concentrado de Cu - Febrero 2012

	LEYES	RECUPERACION (%)
% Cu	23.91	45.69
%Pb	7.29	3.82
%Zn	6.71	1.61
Au g/t	13.33	1.74
Ag g/t	10456.37	41.93
%Fe	20.56	1.08
%As	0.00	0.00

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

La calidad y las recuperaciones de los concentrados de Zn presentan ciertas variaciones, tal como se puede observar en la Tabla N° 18.

Tabla N° 18: Leyes y recuperaciones - concentrado de Zn - Febrero 2012

	LEYES	RECUPERACION (%)
% Cu	2.04	26.30
%Pb	0.79	2.78

<b>%Zn</b>	<b>51.92</b>	<b>84.11</b>
<b>Au g/t</b>	<b>1.66</b>	<b>1.46</b>
<b>Ag g/t</b>	<b>261.45</b>	<b>7.06</b>
<b>%Fe</b>	7.92	2.80
<b>%As</b>	0.59	1.13

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

#### **5.2.4 Etapa de Flotación de ARSENOPIRITA**

##### **a) Descripción**

En esta sección se tratan los relaves del circuito de Zn. Para lo cual se ha instalado un generador térmico para la separación de la arsenopirita de la pirita ya que el 80 % del oro está contenido en la arsenopirita.

A partir del relave de zinc se realiza una flotación bulk Arsenopirita-Pirita el cual se da a un pH de 9.50 para lo cual se adicionan ácido sulfúrico y sulfato de cobre, colector (Z-6, A 404, A 3418) y espumante MIBC.

Al concentrado Arsenopirita-Pirita se lo acondiciona a pH de 11.5 para luego calentar la pulpa a una temperatura de 60 °C y realizar la separación flotando la arsenopirita y deprimiendo la pirita con sulfato de cobre y Z-6. Los principales equipos e instalaciones de esta etapa se muestran en la Tabla N° 19 y 20.



Circuitos de Flotación de Arsenopirita

**Tabla N° 19: Características de los equipos del circ. Flotación arsenopirita**

Característica	Unid
Tanque acondicionador de 13'x12' FIMA con agitador de 40 HP	1
Tanques acondicionadores de arsenopirita 5'x4.5'	2
Generador térmico Clayton a gas.	1
Generador térmico Clayton a petróleo.	1
Banco de 4 celdas de flotación DENVER de 500 p3 de 4 x 30 HP	1
Banco de 5 celdas de flotación DENVER de 300 p3 de 5 x 25 HP	1
Banco de 6 celdas de flotación DENVER de 40 p3 de 3 x 15 HP	1
Banco de 7 celdas de flotación DENVER de 40 p3 de 3 x 10 HP Y 1x5HP	1
Bomba de concentrado WARMAN VC40 de 20 HP	1
Bomba de sumidero vertical Warman VD65 de 18 HP.	1
Bomba Vertical WARMAN VE100 de 50HP	1
Espesador 30' x 10'	1
Bombas peristálticas SP40	2

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

Circuito de Remolienda

**Tabla N° 20: Características de los equipos del circ. de remolienda**

Característica	Unid
Molino de 5'x8', DENVER 100 HP	1



<b>Hidrociclón D6"</b>	<b>1</b>
<b>Bomba vertical WARMAN VC40 10HP</b>	<b>1</b>
<b>Bomba horizontal VULCO 10HP</b>	<b>1</b>

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

#### **b) Consumo de reactivos**

La dosificación promedio de reactivos en el circuito de pirita y arsenopirita promedio se muestra en la Tabla N° 21.

**Tabla N° 21: Dosificación de reactivos de la flotación de Py-AsPy**

<b>CIRCUITO PIRITA ARSENOPIRITA</b>	
<b>Reactivos</b>	<b>Kg/Tm</b>
<b>ESPUMANTE</b>	0.035
<b>XZ-6</b>	0.012
<b>ACIDO SULFURICO 90%</b>	1.288
<b>SULATO DE COBRE</b>	0.073

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

Las variaciones de la calidad de los concentrados Bulk Pirita-Arsenopirita y sus recuperaciones de febrero 2012 se muestran en la Tabla N° 22.

**Tabla N° 22: Leyes y recuperaciones - concentrado bulk Py-AsPy - Febrero 2012**

	<b>LEYES</b>	<b>RECUPERACION %</b>
<b>% Cu</b>	0.12	9.62
<b>%Pb</b>	0.39	8.45



%Zn	0.64	6.37
Au gr/Tm	<b>15.76</b>	<b>85.28</b>
Ag gr/Tm	<b>78.74</b>	<b>13.11</b>
%Fe	37.55	82.01
%As	7.80	91.86

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

Las variaciones de las leyes del relave general de flotación y su distribución se muestran en la Tabla N° 23.

Tabla N° 23: Leyes y recuperaciones relave general - 2012

	LEYES	RECUPERACION (%)
% Cu	0.02	6.58
%Pb	0.10	8.70
%Zn	0.09	3.86
Au gr/Tm	<b>0.41</b>	<b>9.28</b>
Ag gr/Tm	<b>6.93</b>	<b>4.78</b>
%Fe	1.45	13.12
%As	1.45	7.01

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

### 5.2.5 Oxidación bacteriana

#### a) Descripción

El concentrado de Arsenopirita es procesado en la planta de oxidación bacteriana, mediante el proceso **BIOX<sup>®</sup>** (patentado por Goldfields), del cual se obtiene el concentrado aurífero pre-tratado listo para su procesamiento

posterior en la planta de cianuración y adsorción en carbón activado. La solución de la oxidación bacteriana es enviada a la planta de neutralización.

Para llevar a cabo el proceso de oxidación bacteriana el concentrado de Arsenopirita a nivel de planta, se tiene que preparar previamente una pulpa con suficiente población activa de bacterias como se muestra en las Figuras N° 14 y 15, una población de  $10^9$  bacterias/ml, proceso que requiere de un tiempo aproximado de 3 meses. Este cultivo inicial de bacterias se prepara a nivel de laboratorio para luego ser trasladado a planta.

Este proceso se lleva a cabo en tanques reactores a 20 % de sólidos a condiciones estrictas de control de inyección de aire, de pH (1.3 - 1.5) y temperatura entre 38 °C a 42 °C. Los principales equipos e instalaciones se muestran en la Tabla N° 24,25 y 26. Así mismo el diagrama del proceso BIOX® se muestra en el Figura N° 16.

**Tabla N° 24: Características equipos para preparación de Inóculo Bacteriano**

Característica	Unid
Tanque agitador de 60 lts INOX. 0.75 HP	1
Tanque agitador de 100 lts INOX. 1.0 HP	1
Tanque agitador de 1000 lts INOX. 1.5 HP	1
Tanque agitador de 10000 lts INOX. 4 HP	1

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)



Tabla N° 25: Características de equipos en circuito de oxidación bacteriana

Característica	Unid
Tanques reactor de Oxidación Bacteriana primarios de 7.76 x 8.95m, con agitador de 200 HP	3
Tanques reactor de Oxidación Bacteriana secundarios de 7.76 x 8.95m, con agitador de 150, 125 y 100 HP	3
Blower Atlas Copco 7700 CFM de 600HP	2
Compresora de aire Sullair 365 CFM de 75HP	2
Compresora Ingersollrand de 100HP	1
Compresor de Lóbulos de 200HP	1
Tanques acondicionador y de transferencia de 13 x 12 15HP	1
Bombas Warman AGP50 de 5HP	2
Tanque de preparación de nutrientes con agitador de 2HP	1
Bombas sumidero Warman VC40 de 5HP	2
Zaranda separadora Fima de 2x4 de 2HP	1

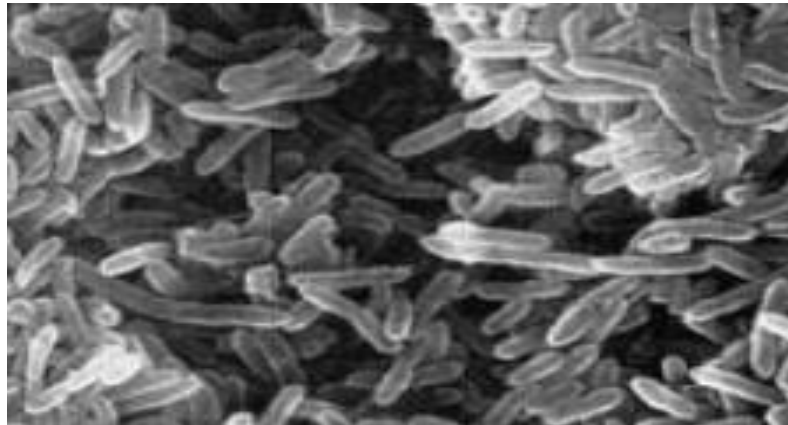
Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

Tabla N° 26: Bacterias actuantes en proceso BIOX® en Tamboraque

Bacteria	Acidithiobacillus ferrooxidans	Acidithiobacillus thiooxidans	Lepstopirillum ferrooxidans
Oxidante	Fe, S	S	Fe
Prueba de Gram	G-	G-	G-
Temperatura	Mesófilo	Mesófilo	Mesófilo
Fuente de carbono	Autótrofo	Autótrofo	Autótrofo
Fuente de energía	Quimiótrofos	Quimiótrofos	Quimiótrofos
pH	1.5	2.0	1.5

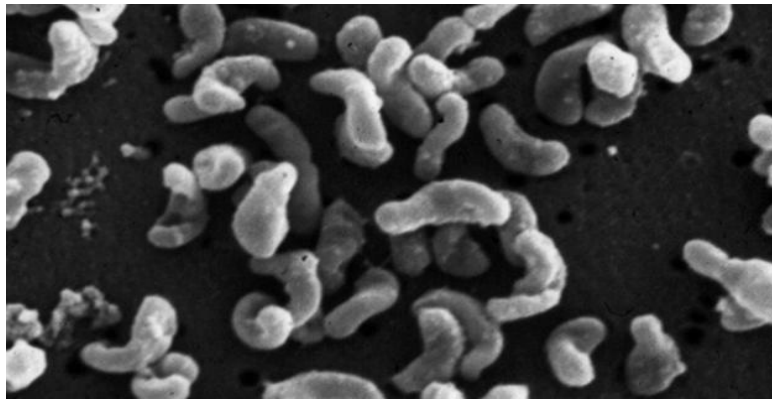
Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Figura N° 14: Bacteria Acidithiobacillus ferroxidans**



**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

**Figura N° 15: Bacteria Lepstopirillum ferroxidans**

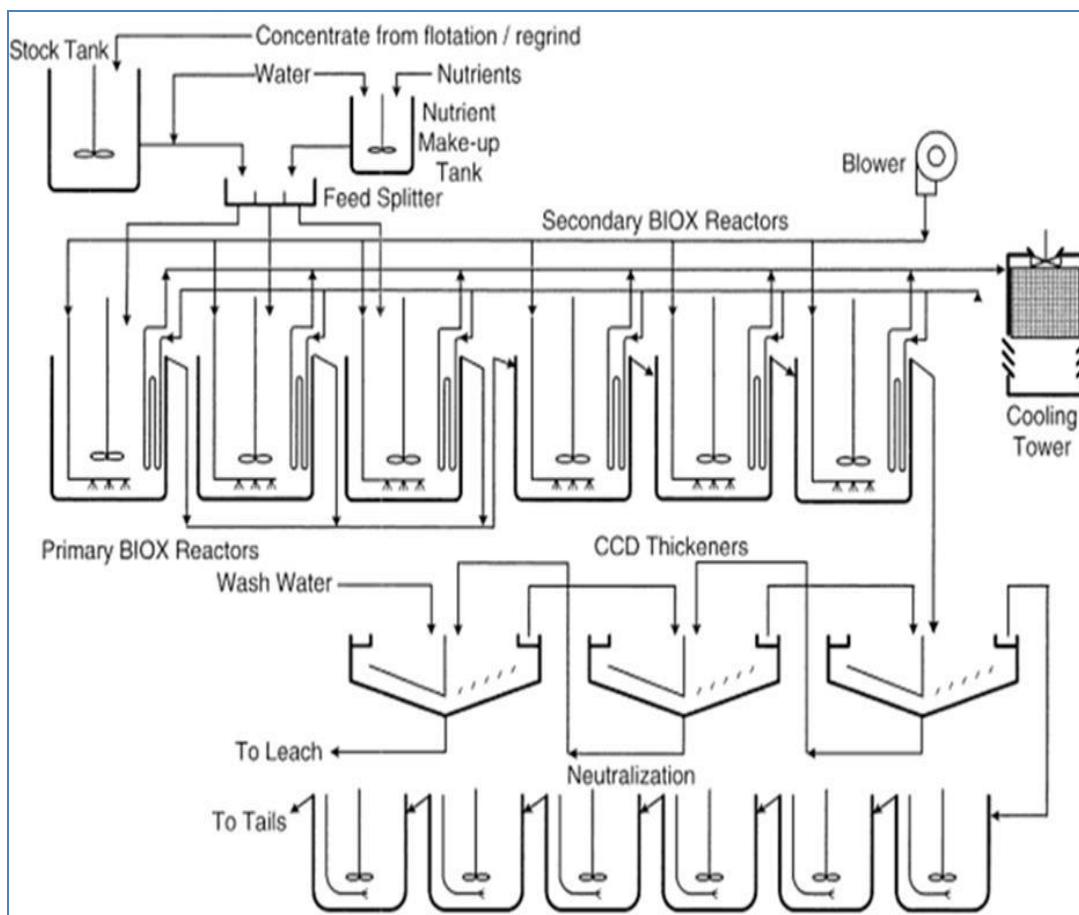


**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

## **b) Parámetros Operativos**

Los parámetros operativos en el circuito de oxidación bacteriana se muestran en la Tabla N° 27, tomados en el mes de febrero del 2012.

Figura N° 16: Diagrama del proceso BIOX®



Fuente: (Nyrtstar M. S., 2012)

Tabla N° 27: Parámetros de operación en el circuito de oxidación bacteriana

Parámetro	Operación óptima	Objetivo
Temperatura	40 - 41 °C	Condición de vida de bacteria
Acidez (pH)	1.2-1.6	Condición de vida de bacteria
Densidad	20% sólidos	Control de demás parámetros
Oxígeno disuelto	1.6-2.0 ppm (primarios) 1.8-2.5 ppm (secundarios)	Condición de vida de bacterias Reactante de reacciones
Nutrientes	(NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , K <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> y (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> HPO <sub>4</sub>	Elementos primarios
Nivel de ión Ferroso	0.05 - 0.10 g/l (S3)	Control de nivel de oxidación

<b>Nivel de ión Férrico</b>	41-42 g/l (S3)	Control de nivel de oxidación
<b>Redox</b>	620 mV (S3)	Proporción Fe <sup>3+</sup> /Fe <sup>2+</sup>
<b>Población bacteriana</b>	109 células/ml	Control poblacional
<b>Carbonato (caliza)</b>	480 Tpd	Fuente de carbono

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

### c) Consumo de reactivos

La dosificación promedio de reactivos en el circuito de oxidación bacteriana con respecto al mineral de cabeza y concentrado procesado en la planta concentradora se muestra en la Tabla N° 28 y 29 respectivamente.

**Tabla N° 28: Dosificación de reactivos BIOX con respecto al Mineral Cabeza**

<b>Reactivos</b>	<b>Kg/TM (CABEZA)</b>
<b>Caliza</b>	23.99
<b>Sulfato de Amonio</b>	1.045
<b>Sulfato de Potasio</b>	0.339
<b>Fosfato Diamónico</b>	0.251
<b>Antiespumante</b>	0.005

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 29: Dosificación de reactivos BIOX con respecto al Concentrado**

<b>Reactivos</b>	<b>Kg/TM (CONCENTRADO)</b>
<b>Caliza</b>	334.6
<b>Sulfato de Amonio</b>	14.5



Sulfato de Potasio	4.7
Fosfato Diamónico	3.5
Antiespumante	0.04

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

### 5.2.6 Lavado en contra corriente y adsorción en carbón activado

#### a) Descripción

Cumplido el periodo de oxidación bacteriana, el producto es enviado al circuito de lavado en contracorriente que consta de tres espesadores. En el underflow de dichos espesadores se encuentra el concentrado oxidado, (ver Figura N° 16) con el total de los elementos valiosos como la plata y el oro libre en tamaño sub-microscópico. Este producto es enviado del underflow del tercer espesador hacia la cianuración-adsorción en carbón activado (CIL).

La pulpa luego del proceso de oxidación biológica, es todavía ácida y requiere que su pH esté en 10.5; esto se logra acondicionando cal a la pulpa. Posteriormente pasa a la etapa de agitación, adición de cianuro de sodio al 0.10% y carbón activado (20 gr/l). Es importante señalar que más del 60% del oro es recuperando en un tiempo relativamente corto (8 horas). Los equipos principales en este proceso se muestran en la Tabla N° 30.



**Tabla N° 30: Características de los equipos CCD – CIP**

Característica	Unid
Tanques espesadores de lavado CCD de 25', con un sistema de rastras de 5 HP	3
Bombas de solución ácida de trasvase 2HP Y 3HP	2
Bombas de solución acida de descarte de aguas 10 HP c/u	2
Bombas peristálticas SP40 de trasvase de lodos de 6.2HP c/u	3
Tanques de recepción de solución de overflow de 2,0 m <sup>3</sup>	3
Tanques mezcladores inter etapas de 2,0 m <sup>3</sup>	3
Bombas peristálticas SP15 de adición de floculante 1HP	3
Bomba sumidero CCD vertical Warman VD65 de 12.5HP	1
Acondicionadores de cianuración de 2.8m x 3.2m agitadores 1 de 10HP y 2 de 7.5 HP	3
Tolva para almacenar carbón con capacidad de 1,0 TM	1
Tanques de cianuración de 4.0 x 4.6 m, con agitadores de 12.5HP	7
Zaranda vibratoria de cosecha de carbón de 3'x6' 5 HP	1
mallas kambdala de 7HP	7
Tanque mezclador de cianuro de sodio de 8'x8', 2.4 HP	1
Tanque almacenador de cianuro de sodio de 8'x8'	1
Bombas peristálticas para alimentar cianuro SP15 de 1HP	2
Bomba de relave de cianuración Warman de 25HP	1
Bomba Sumidero acondicionadores vertical Warman VC40 de 5HP	1
Bomba Sumidero CIL vertical Warman QV de 5HP	1

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)



### b) Consumo de Reactivos

La dosificación promedio de reactivos en el circuito de cianuración-adsorción con respecto al mineral de cabeza y concentrado, se muestran en las Tabla N° 31 y 32 respectivamente.

**Tabla N° 31: Dosificación de reactivos en CCD-CIL / mineral cabeza**

Reactivos	Kg/TM (CABEZA)
Caliza	1.249
Cianuro de sodio	0.470
Carbón activado	0.047
Antiespumante	0.003

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 32: Dosificación de reactivos en CCD-CIL / concentrado CIL**

Reactivos	Kg/TM (CONCENTRADO)
Caliza	18.753
Cianuro de sodio	7.054
Carbón activado	0.706
Antiespumante	0.045

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

## 5.2.7 Tratamiento de relaves

### a) Descripción

Los relaves de la planta de flotación así como el relave del circuito de neutralización sedimentado en el espesador 55x12 son bombeados al circuito

de tratamiento de relaves ubicado en Triana en donde son clarificados para luego el lodo ser filtrado y el agua clara sea el efluente de la planta.

El relave filtrado es transportado mediante vía ferroviaria hasta el depósito de relaves Chinchán. Los equipos principales en esta sección se muestran en la Tabla N° 33.

**Tabla N° 33: Características de equipos para el tratamiento de relaves**

<b>Característica</b>	<b>Unid</b>
Tanque espesador High Rate de 9.0x3.0 m., con sistema de arrastre de 2.0 HP y de izaje de 0.5 HP	1
Tanque de almacenamiento de 8 mx10m	1
Bombas de arenas Warman de 2 1/2"x2", 25 HP	1
Bombas Peristálticas SP65 de 10HP	2
Bomba sumidero vertical Warman VC40 de 5 HP	1
Filtro de discos de 9x8' FIMA	1
Filtro de discos de 9x10 RALDY	1
Bomba de vacío NASH 5000 CFM de 200HP	1
Soplador HOLMES de 125HP	1
Filtro de bandas BELTH PRESS	1
Compresora con motor de 15HP	1
Tanque de preparación de floculante 11.4m3 con agitador de 10HP	1
Tanques de almacenamiento de floculante de 2.85m3 con agitadores de 2HP c/u	2
Bomba peristáltica SP40 para adición de floculante motor 6HP	1
Bomba Horizontal Warman para adición de floculante 2HP	1

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)



### b) Consumo de Reactivos

La dosificación floculante usado en el circuito de neutralización, destrucción de cianuro y filtración de relaves se muestra en la Tabla N° 34.

**Tabla N° 34: Dosificación de reactivos para tratamiento de relaves**

Reactivos	Kg/TM
Floculante	0.0247

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

### 5.2.8 Almacenamiento de relaves

El tratamiento de los minerales generará residuos de desecho en la etapa de flotación así como del tratamiento del agua acida de mina que serán almacenados en las cancha de relaves Chinchán. El cual al ser filtrados presentaran una humedad menor al 13% muy consistente y el cual es transportado hacia el depósito de relaves en Chinchán vía férrea. Dicho relave dispone en forma de capas compactadas manteniendo una mínima humedad para evitar la polución.

Para los relaves generados de las etapas de cianuración y tratamiento de aguas de lavado de BIOX® es filtrados y almacenados en una cancha de relaves próxima a la planta de tratamiento que estará ubicada a la altura del km. 300 de la panamericana sur (Relavera Chinchán). Las concentraciones promedio de metales de relevancia ambiental y algunas características físicas se muestran en las Tablas N° 35 y 36 respectivamente.

**Tabla N° 35: Dosificación de reactivos para tratamiento de relaves**

Elemento metálico estudiado	Relave minero de Tamboraque*	Relave minero de Mayoc*	Sedimentos Río Blanco**	Valores de referencia en sedimentos***	Valores de referencia WHO suelos y sedimentos
• Arsénico (As)	> 10 000 mg/kg	> 10 000 mg/kg	21 mg/kg	8 mg/kg	1-40 mg/kg
• Cobre (Cu)	514 mg/kg	800 mg/kg	51 mg/kg	15 mg/kg	2-250 mg/kg
• Mercurio (Hg)	NSRM	< 0,001 mg/kg	0,11 mg/kg	0,08 mg/kg	< 0,050 mg/kg
• Niquel (Ni)	NSRM	13,4 mg/kg	17 mg/kg	10 mg/kg	-
• Plomo (Pb)	2 561 mg/kg	1 900 mg/kg	62 mg/kg	5 mg/kg	10-70 mg/kg
• Zinc (Zn)	2 317 mg/kg	3 290 mg/kg	160 mg/kg	100 mg/kg	10-300 mg/kg

NSRM: No se realizó medición.  
 \* Relaves mineros de Tamboraque y Mayoc son producidos por la misma planta concentradora de minerales.  
 \*\* Cuenca del río Blanco (Chocoma y Caruya) no presentan contaminación por metales pesados.  
 \*\*\* Valores de referencia de concentración de metales en sedimentos establecida por The Swedish Environmental Agency (Naturvårdsverket, 2005).

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 36: Características de los relaves filtrados**

Característica	Unid
Porcentaje de sólidos (peso)	60%
Gravedad específica	2.7
Granulometría	60% - 200 m.

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

El área donde estuvo la cancha de relaves Mayoc se encuentra revegetada. Las actividades pendientes en Mayoc son de post cierre que considera el monitoreo suelos a fin de determinar la necesidad de ejecutar



alguna actividad de limpieza y/o remediación adicional en los suelos de esta zona.

### 5.2.9 Balance de materiales

El volumen de tratamiento se presenta en toneladas métricas y la producción mensual de los diversos productos obtenidos en la planta concentradora se muestra en las siguientes tablas:

**Tabla N° 37: Volumen de tratamiento en la planta concentradora**

Productos	TMS	RC
Cabeza	15023.7	
Conc. Plomo	179.4	83.72
Conc. COBRE	67.1	223.96
Conc. Zinc	451.5	33.27
Conc. Aspy	2784.9	5.39
Relave	11540.8	1.30

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 38: Tratamiento del concentrado de arsenopirita**

Característica	Tm/día	Tm/mes
Por Lixiviación Bacteriana	50	1,400

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 39: Tratamiento de efluentes ácidos**

Característica	m <sup>3</sup> /día	m <sup>3</sup> /mes
En la Planta de Neutralización	1,000	28,000

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 40: Tratamiento del relave cianurado**

Característica	m <sup>3</sup> /día	m <sup>3</sup> /mes
En la planta de Destrucción de CN <sub>T</sub>	168	4,704

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 41: Total de concentrados producidos**

Característica	Tm/día	Tm/mes
Tonelaje total de concentrado producido	89.2	2,498

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 42: Volumen estimado de producción de desechos sólidos**

Característica	Tm/día	Tm/mes
Relave general por flotación	507	14,280
Sólidos neutralizados de Lix. Bacteriana	108	3,024
Residuos de Cianuración	40	1,120

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Tabla N° 43: Total de desechos sólidos producidos**

Característica	Tm/día	Tm/mes
Tonelaje total de desechos sólidos producidos	658	18,424

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)



## 5.2.10 Balance de sólidos y líquidos en el proceso metalúrgico

### a) Balance en flotación de minerales

#### SOLIDOS

##### INGRESO:

Tabla N° 44: Ingreso de sólidos al circuito de flotación

Característica	Tm/día	Tm/mes
Mineral bruto de mina	600	16,800

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

##### SALIDA:

Tabla N° 45: Salida de sólidos del circuito de flotación

Característica	Tm/día	Tm/mes
Concentrados Pb/Zn	39.2	1,097.6
Concentrados Py	50	1,400
Relave general del circuito de flotación	510.8	14,302.4

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

#### LIQUIDOS

##### INGRESO:

Tabla N° 46: Ingreso de líquidos al circuito de flotación

Característica	m <sup>3</sup> /día	m <sup>3</sup> /mes
Agua con mineral bruto de mina	66	1,848
Agua de río Aruri para molienda	910	25,480
Agua de río Rímac para flotación Pb/Zn	240	6,720
Agua de río Rímac para flotación Py/AsPy	168	4,704

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)



**SALIDA:**

**Tabla N° 47: Salida de líquidos del circuito de flotación**

<b>Característica</b>	<b>m³/día</b>	<b>m³/mes</b>
<b>Agua de tanques-filtrado Pb/Zn</b>	163.2	4,569.6
<b>Agua en concentrado Pb/Zn</b>	24	672
<b>Agua clara de espesador AsPy</b>	144	4,032
<b>Agua en concentrado de AsPy</b>	28	784
<b>Agua en relave general de flotación</b>	1,026.8	28,750.4

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

**b) Balance en Lixiviación Bacteriana-CCD-Neutralización**

**SOLIDOS**

**INGRESO:**

**Tabla N° 48: Ingreso de sólidos al circuito de Lix. Bac – CCD – Neut.**

<b>Característica</b>	<b>Tm/día</b>	<b>Tm/mes</b>
<b>Concentrado de arsenopirita</b>	50	1,400
<b>Caliza en Biolixiviación</b>	16.7	467.6
<b>Cal en Neutralización</b>	28.8	806.4

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

**SALIDA:**

**Tabla N° 49: Salida de sólidos del circuito de Lix. Bac – CCD – Neut.**

<b>Característica</b>	<b>Tm/día</b>	<b>Tm/mes</b>
<b>Concentrado Biolixiviado</b>	46.7	1,307.6
<b>Sólidos neutralizados</b>	108	3,024

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)



**Nota:** La diferencia en peso de sólidos, se debe a los sólidos precipitados de solución biolixivante y aguas ácidas de mina.

## LIQUIDOS

### INGRESO:

Tabla N° 50: Ingreso de líquidos al circuito de Lix. Bac – CCD – Neut.

Característica	m <sup>3</sup> /día	m <sup>3</sup> /mes
Agua de concentrado de AsPy	28	784
Agua de remolienda AsPy	42	1,176
Agua ácida de mina para CCD	120	3,360
Agua para lechada de caliza	88	2,464
Agua ácida de mina excedente a planta de neutralización	2760	77,280

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

### SALIDA:

Tabla N° 51: Salida de líquidos del circuito de Lix. Bac – CCD – Neut.

Característica	m <sup>3</sup> /día	m <sup>3</sup> /mes
Agua en concentrado Biolixiviado	20.4	683.2
Agua de planta de neutralización	1,340	37,520

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

c) Balance en cancha de relaves

**SOLIDOS**

INGRESO:

Tabla N° 52: Ingreso de sólidos a la cancha de relaves

Característica	Tm/día	Tm/mes
Relave general de Flotación	510	14,280
Sólidos neutralizados-precipitados	108	3,024
Relave cianurado	40	1,120

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

SALIDA:

NT (*por almacenamiento o disposición final de desechos*)

Características físicas generales de estos desechos:

Tabla N° 53: Características físicas del relave

Característica	Valor	Unidad
Gravedad específica	2.7	--
Porcentaje - 200m	72.40	%
pH	9.2	--

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)



## LIQUIDOS

### INGRESO:

Tabla N° 54: Ingreso de líquidos a la cancha de relaves

Característica	m <sup>3</sup> /día	m <sup>3</sup> /mes
Agua en relave filtrado	85	2,380

Fuente: (Nyrstar M. S., 2012)

**Nota:** Con el uso de los filtros prensa la humedad del relave filtrado es menor al 13%.

### SALIDA:

NT (por almacenamiento ó disposición final de desechos. Solo se tendría pérdida por evaporación).

## **CAPITULO VI**

### **EXPERIMENTACIÓN Y RESULTADOS**

Las diferentes pruebas experimentales se llevaron a cabo en los laboratorios de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalurgia y otras, de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, dentro de estas, la de mayor uso fue el Laboratorio de Metalurgia Extractiva que se muestra en la Figura N° 17.

**Figura N° 17: Frontis del Laboratorio de Metalurgia Extractiva - UNMSM**



**Fuente:** Propia

#### **6.1. Equipos y materiales**

Para las pruebas experimentales se utilizaron diversos equipos y materiales (Ver Anexos), en su mayoría procedentes de la E.A.P. Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, algunos son:



**Equipos:**

- Chancadora de quijada
- Chancadora de rodillos
- Celda de flotación
- Pulverizadora
- Ro-Tap
- Molino de bolas
- Horno de secado
- Equipo de cianuración por agitación
- Balanzas digitales
- Agitador magnético con regulador de temperatura
- Equipo de tostación con atmósfera controlada
- Potenciómetros
- Equipo de filtración al vacío
- Equipo de Difracción de Rayos X
- Microscopio Optico
- Equipo de titulación
- Otros

**Materiales:**

- Bandejas
- Espátulas
- Brochas
- Mantas

- Serie de tamices TYLER
- Pizetas
- Matraces
- Embudo
- Baldes
- EPPs (Guantes, lentes, respiradores, otros)
- Pro pipetas
- Pipetas
- Limpiadores
- Tubos de ensayo
- Bolsas y sobres para muestras
- Cinta masking
- Tijera
- Estikers de identificación
- Marcadores
- Botellas para cianuración (Damajuanas)
- Vasos precipitados
- Papel tornasol
- Goteros
- Jeringas
- Papel filtro
- Imanes
- Luna de reloj



- Pala
- Otros

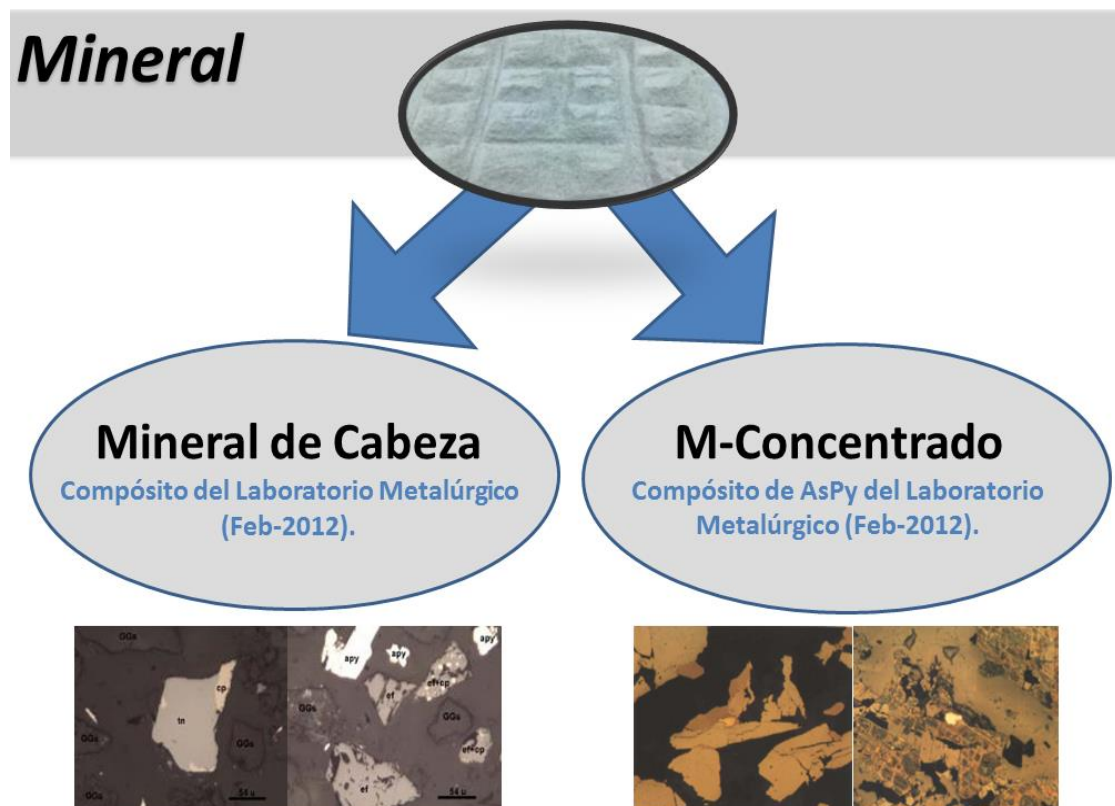
## 6.2. Muestra mineral

La muestra mineral de estudio consta de 2 partes:

- Compósito del mineral de cabeza: procedente de la mina Coricancha, con un peso aproximado de 30 kg.
- Compósito del concentrado de Arsenopirita: procedente de la Planta Concentradora de Tamboraque, con un peso aproximado de 15 kg.

Ambas muestras fueron tomadas por el laboratorio metalúrgico en el mes de febrero del 2012 como se muestra en la Figura N° 18.

Figura N° 18: Muestra de estudio - compósito de mineral de cabeza y concentrado AsPy



Fuente: Propia



### **6.3. Muestreo de cabeza**

La muestra representativa del mineral de cabeza fue tomada por muestreo sistemático, la cual se tomó directamente de la faja luego del circuito de chancado y antes del ingreso a molienda. El intervalo de tiempo de cada muestreo fue de 1 hora en un día completo de 24 horas, con un peso aproximado por toma de 1.2 kilogramos aproximadamente, obteniendo un total de compósito de 30 kg.

El tamaño de esta muestra dependió de algún modo de la cantidad de mineral disponible que otorgó la empresa para hacer este estudio, así que estuvimos limitados en este sentido.

### **6.4. Preparación mecánica y muestreos dependientes**

En primer lugar se procedió a realizar un muestreo dependiente de la muestra de cabeza obtenido de la planta concentradora Tamboraque, este tipo de muestreo, que lo hemos denominado dependiente, consta de varias etapas que dependen del tipo de muestra y de su naturaleza, así como de los requerimientos individuales de los análisis que vayan a llevar a cabo. Su objetivo es proporcionar submuestras adecuadas, las cuales sean tanto representativas del mineral que se desea caracterizar como compatible con el análisis que se va a llevar a cabo.



#### 6.4.1. Muestreo dependiente inicial

Este muestreo se realizó según el esquema de la Figura N° 2 mostrada en el Capítulo III del presente proyecto de investigación, el cual consistió en realizar un serie de actividades como: Secado natural, eliminación de residuos, homogenizado, mediante el método de Coneado y/o Manteo, y finalmente un cuarteo obteniéndose una muestra totalmente lista para la reducción de tamaño con un peso aproximado de 15 kg. que es el 50% de la muestra de cabeza.

**Secado natural**, consistió en esparcir la muestra mineral en una manta resistente por un lapso de 8 horas a la intemperie, mucho mejor si hay presencia de sol.

**Eliminación de residuos**, consistió en separar de la muestra, si lo tuviera, los residuos de metales, madera, plásticos u orgánicos que pueden interferir en el análisis posterior. Esta actividad se realizó de manera manual.

**Coneado**, consistió en hacer un cono con el mismo mineral mediante el uso de una pala sobre una manta, de una posición a otra, 5 veces como mínimo.

**Manteo**, consistió en utilizar una manta de dimensiones cuadrangulares homogéneas y suficientemente grandes para poder movilizar el mineral a través de esta y ser girada por las 4 esquinas, las direcciones de giro deben ser una opuesta a la otra haciendo un ciclo cuando las 4 esquinas hayan sido

manipuladas. Se recomienda realizar 8 ciclos como mínimo, y es común también realizar un homogenizado mixto, utilizando la técnica de Manteo en primer lugar seguido de un Coneado, con el fin de asegurar la representatividad de la muestra.

**Cuarteo**, es dividir la muestra homogénea obtenida en el paso anterior, partiendo del cono, en 4 partes iguales como se muestra en la Figura N° 19. Seguidamente extraer 2 partes opuestas del cono, y finalmente mezclar el contenido restante y homogenizar nuevamente repitiendo los pasos anteriores. Se repitió esta operación hasta obtener el 50% de la muestra inicial con un peso aproximado de 15kg. el restante, se guardó para la realización de las pruebas definitivas.

#### **6.4.2. Preparación mecánica**

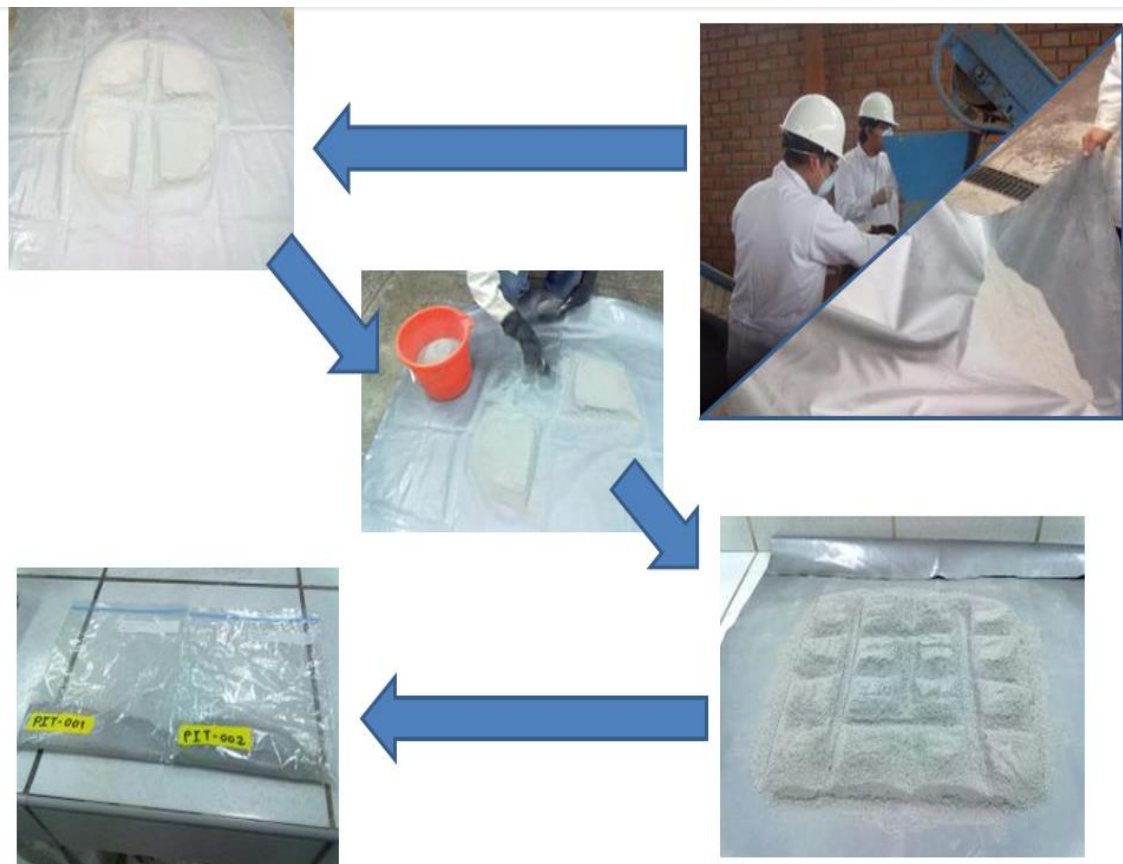
La preparación mecánica consistió principalmente en operaciones de reducción de tamaño, estas permitieron obtener una muestra preparada de 100% - 10m, es decir un tamaño de partícula mineral menor a 2 mm. Para llegar a esto se utilizó la chancadora primaria de quijada y la chancadora secundaria de rodillos del Laboratorio de Extractiva y Planta Piloto “JICA” respectivamente.

El proceso de preparación mecánica del mineral consistió en primer lugar utilizar la chancadora de quijada para obtener un producto de 100% - 1½”, es decir un producto mineral menor a 1½ pulgada, luego este producto se hizo



pasar por la chancadora de rodillos y con ayuda de un Tamiz N° 10, se obtuvo un producto mineral de 100% - 10m, es decir un producto mineral menor a 2 milímetros, obteniéndose un mineral listo para realizar una caracterización física, química y metalúrgica, con el fin de obtener una información básica sobre sus características y futuro comportamiento a las pruebas experimentales. Finalmente se realizaron muestreos sucesivos dependientes según el esquema de la metodología experimental mostrada en la Figura N° 3 del Capítulo III.

Figura N° 19: Preparación mecánica y muestreos dependientes



Fuente: Propia

## **6.5. Caracterización**

### **6.5.1. Caracterización mineralógica**

La caracterización mineralógica consistió en pruebas de **secciones pulidas** (muestra de cabeza) observadas al microscopio óptico y **difracción de rayos X** (muestra de arsenopirita). Estas pruebas se realizaron en duplicado para minimizar errores en esta etapa tan importante para la investigación. Además, los análisis realizados sobre estas muestras, fueron llevados a cabo en el Laboratorio de Difracción de Rayos X y Laboratorio de microscopía y mineralogía de la Escuela Académico Profesional de Ciencias Físicas e Ingeniería Geológica respectivamente, ambos pertenecientes a la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, los cuales han permitido determinar sus constituyentes mineralógicos, las distribuciones volumétricas de aquellos minerales que han intervenido en los análisis modales, sus respectivos grados de liberación y las interpretaciones de los grados de liberación de cada uno de los minerales, en cada una de las muestras analizadas.

#### **6.5.1.1. Secciones delgadas pulidas**

Para realizar esta prueba fue necesario obtener 2 muestras representativas de 100 gr. cada una de la muestra de cabeza, luego se procedió a obtener 2 probetas de sección delgada finamente pulida, debido a que para la realización de estas era necesario equipos y materiales diversos con los que no contábamos directamente se mandó a realizar externamente. Finalmente con las probetas listas, se llevó a observaciones al microscopio



óptico, de las cuales, la Tabla N° 55, muestran los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal de este estudio.

**Tabla N° 55: Minerales caracterizados presentes en la muestra mineral**

Minerales	Fórmula	Abreviatura
Esfalerita	ZnS	ef
Galena	PbS	gn
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>	cp
Tennantita	Cu <sub>12</sub> As <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	tn
Pirita	FeS <sub>2</sub>	py
Arsenopirita	FeAsS	Apy
Gangas	---	GGs

Fuente: Propia

#### **a) Distribución Volumétrica**

La distribución volumétrica, mostrada en la Tabla N° 56, es en término porcentual de todos los minerales que han intervenido en el análisis modal.

**Tabla N° 56: Distribución volumétrica comparativa de la muestra mineral de cabeza**

Mineral	Fórmula	Volumen (%) Muestra: B-001	Volumen (%) Muestra: B-002
Esfalerita	ZnS	5.71	5.48
Galena	PbS	0.32	0.45
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>	0.95	1.05
Tennantita	Cu <sub>12</sub> As <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	0.39	0.32
Pirita	FeS <sub>2</sub>	17.77	17.72
Arsenopirita	FeAsS	7.02	6.82
Gangas	---	67.85	68.16

Fuente: Propia

### b) Grado de Liberación

Los grados de liberación, mostradas en la Tabla N° 57, que presentan los minerales que han intervenido en el análisis modal de la muestra, muestran las diferentes dificultades que han encontrado en las etapas de la molienda. Dicho grado de liberación son proporcionados en porcentajes.

Tabla N° 57: Grado de liberación comparativa de la muestra mineral de cabeza



Mineral	Fórmula	Grado Liberación (%) Muestra: B-001	Grado Liberación (%) Muestra: B-002
Esfalerita	ZnS	81.22	83.91
Galena	PbS	51.50	60.42
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>	77.25	77.62
Tennantita	Cu <sub>12</sub> As <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	42.11	42.02
Pirita	FeS <sub>2</sub>	95.67	95.93
Arsenopirita	FeAsS	94.96	95.75
Gangas	---	99.34	99.35

Fuente: Propia

### c) Interpretación del Grado de Liberación

Observando la Tabla N° 57, se hará la interpretación de los grados de liberación de los minerales que han intervenido en el análisis modal de la muestra en estudio, tomando un promedio de ambos resultados:

- La **esfalerita** ocupa el 5.60 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 82.57 % se halla en forma libre, permaneciendo aun entrelazada el 17.43 % restante.



- La **galena** ocupa el 0.39 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 55.96 % se halla en forma libre, permaneciendo aun entrelazada el 44.04 % restante.
- La **calcopirita** ocupa el 0.95% del volumen total de la muestra, de este volumen el 77.44 % se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 22.56 % restante.
- La **tennantita** ocupa el 0.36 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 42.07 % se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 57.93 % restante.
- La **pirita** ocupa el 17.75 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 95.80 % se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 4.20 % restante.
- La **arsenopirita** ocupa el 6.92 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 95.36 % se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 4.64 % restante.
- La **ganga** ocupa el 68.01 % del volumen total de la muestra, de este volumen el 99.35 % se halla libre, permaneciendo aun entrelazada el 0.65 % restante.

Los motivos por los que no se ha liberado totalmente, se debe a los diferentes tipos geométricos de entrelazamientos en los cuales están inmersos. Los volúmenes y grados de liberación de las muestras estudiadas, así como también los tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus



posibilidades de liberación completa pueden verse en Anexos del presente trabajo de investigación. De la misma manera también se muestra las microfotografías donde se observa la presencia Partículas libres de galena (gn), de pirita (py), de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de esfalerita con calcopirita (ef+cp), entre otras observaciones a 200X de aumento (Ver Anexos).

#### **6.5.1.2. Difracción de rayos X**

Esta prueba fue realizada por el Laboratorio de Difracción de Rayos X de la Facultad de Ciencias Físicas de la UNMSM, y para realizarla, fue necesario obtener en primer lugar 1 muestra representativa de 100 gr. del compuesto del concentrado de arsenopirita, luego gracias al apoyo de la Srta. Mirtha Pillaca, estudiante de post grado y capacitada para este tipo de análisis, se procedió a realizar el análisis por DRX.

##### **a) Condiciones de la medición**

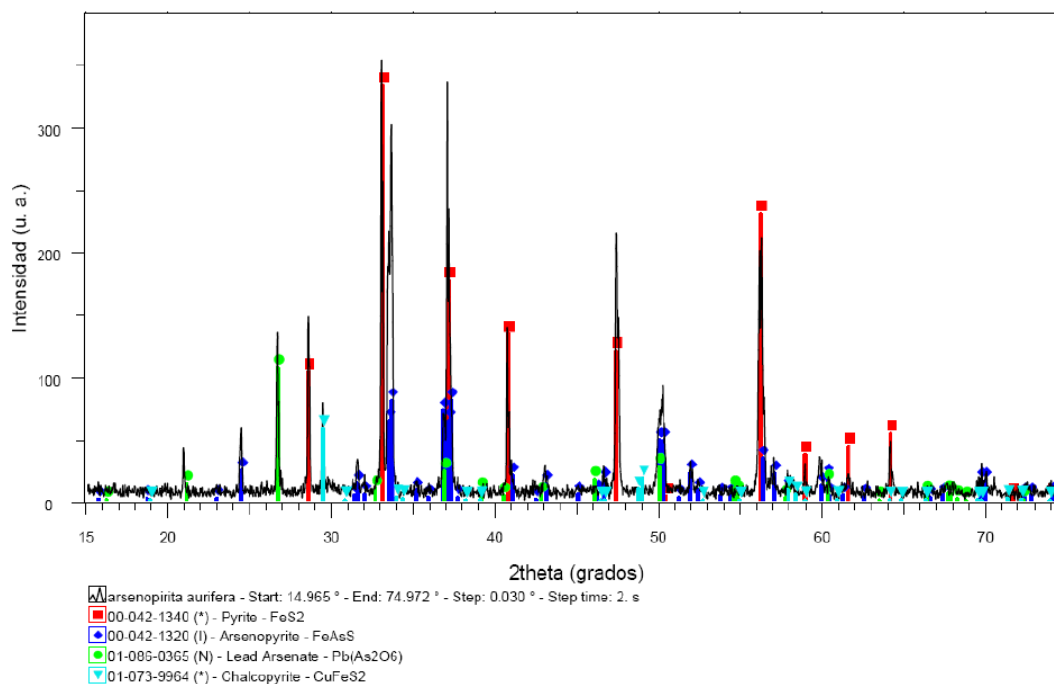
El análisis se realizó con las siguientes condiciones:

- Equipo de análisis fue un Difractómetro marca **BRUKER**, modelo **D8-FOCUS**.
- Se empleó un tubo de Cu cuya longitud de onda, correspondiente a  $K_{\alpha 1}$ , -Cu es  $\lambda = 1.5406 \text{ \AA}$ .



- Rango angular de análisis ( $2\theta$ ): Inicio:  $15^\circ$ , Final:  $75^\circ$ , Paso: 0.03.
- Generador Rayos X: Voltaje de salida del tubo = 40kV y corriente de salida del tubo = 40 mA.

Figura N° 20: Principales fases presentes en el difactograma de la muestra analizada



Fuente: Propia

### b) Características de la muestra

La muestra representativa de 100 gr. preparada anteriormente, fue tamizada con una malla N° 100, y luego preparada para homogéneamente para la toma de datos.

**c) Difractograma de la muestra**

Se realizó la comparación del difractograma de la muestra, codificada como “arsenopirita”, con los difractogramas de la base de datos ICDD-2007 se determinó principalmente las siguientes fases: pirita ( $\text{FeS}_2$ ), arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ), arsenato de plomo ( $\text{Pb}(\text{As}_2\text{O}_6)$ ) y calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) (Ver Anexos).

El difractograma correspondiente a la muestra con las fases encontradas se muestra en la Figura N° 20.

**6.5.2. Caracterización fisicoquímica**

La caracterización fisicoquímica consistió en pruebas de **análisis químico** (muestra de cabeza y arsenopirita), **porcentaje de humedad**, **gravedad específica y acidez natural** (muestra de cabeza). Estas pruebas se realizaron en el Laboratorio externo H&F (análisis químico) y Laboratorio de Extractiva de la E.A.P. Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM, los cuales han permitido obtener información relevante de las características fisicoquímicas del mineral en estudio.

**a) Análisis químico**

Se tomó una muestra representativa del mineral de cabeza con un peso aproximado de 100 gr. y se realizó el análisis por elementos en un laboratorio externo particular, ya que no contamos con las facilidades



para poder hacerlo internamente, obteniéndose los resultados mostrados en la Tabla N° 58.

**Tabla N° 58: Análisis químico del mineral de cabeza**

Au	Ag	Pb	Zn	As	Fe	S	Sb
Oz/TC	Oz/TC	%	%	%	%	%	%
0.1	4.12	2.21	3.91	1.7	8.23	8.93	0.65

Fuente: Propia

#### **b) Porcentaje de humedad**

Se tomaron 4 muestras representativas de 150 gr. cada una aproximadamente. Luego aplicando la fórmula para el cálculo del porcentaje de humedad se obtuvieron los resultados mostrados en la Tabla N° 59.

**Tabla N° 59: Porcentaje de humedad del mineral de cabeza**

Código	Tara (gr)	Mineral (gr)	Peso Inicial (gr)	Peso final (gr)	Humedad (%)
PH1	98.73	150.00	248.73	240.58	3.28
PH2	111.73	150.04	261.76	252.60	3.50
PH3	115.40	150.06	265.46	257.19	3.11
PH4	114.27	150.00	264.27	265.02	3.12
Promedio	--	--	--	--	<b>3.25</b>

Fuente: Propia

**c) Gravedad específica**

Se tomaron muestras representativas y ensayaron mostrando los resultados en la Tabla N° 60.

**Tabla N° 60: Gravedad específica del mineral de cabeza**

Código	Valor
GE1	2.13
GE2	2.35
GE3	2.41
GE4	2.38
Promedio	<b>2.32</b>

Fuente: Propia

**d) Acidez natural**

Se tomaron varias tomas del pH natural el mineral con ayuda de un potenciómetro digital, reportando los datos en la Tabla N° 61.

**Tabla N° 61: Acidez natural del mineral de cabeza**

Código	Valor
AN1	7.23
AN2	7.08
AN3	7.13
AN4	7.21
Promedio	<b>7.16</b>

Fuente: Propia



### 6.5.3. Caracterización metalúrgica

La caracterización metalúrgica consistió en pruebas de **análisis granulométrico, análisis de moliendabilidad y cianuración directa** (realizadas a la muestra de cabeza). Estas pruebas se realizaron en los Laboratorios de Extractiva, Fisicoquímica y Pirometalurgia de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la UNMSM. Laboratorio externo H&F (análisis químico) y Laboratorio de Extractiva de la E.A.P. Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM, los cuales han permitido obtener información relevante de la docilidad del mineral a las pruebas metalúrgicas preliminares.

#### a) Análisis granulométrico

En análisis granulométrico se realizó por duplicado, necesitando preparar 2 muestras representativas con códigos AG-001 y AG-002, de 550 gr. cada una. Estas se hicieron pasar, cada una por separado, por las mallas N° 10, 20, 35, 50, 70, 100, 140, 200, 325 y 400 con ayuda del Ro-Tap.

Esto nos permitió obtener la distribución granulométrica a diferentes tamaños que presenta el mineral en estudio. Los datos resumidos se muestran en la Tabla N° 62 y 63.

**Tabla N° 62: Análisis Granulométrico del mineral de cabeza AG-001**

Malla	M.M.	Peso	%Peso	%Ac.Ret.	%Ac.Pas.
	X(mm)	(gr)	f (X)	G(X)	F(X)
10	2.00	2.30	0.42	0.42	99.58
20	0.85	164.00	30.29	30.72	69.28
35	0.50	94.80	17.51	48.23	51.77
50	0.30	60.20	11.12	59.35	40.65
70	0.21	31.70	5.86	65.20	34.80
100	0.15	25.90	4.78	69.99	30.01
140	0.11	23.70	4.38	74.36	25.64
200	0.08	19.50	3.60	77.96	22.04
325	0.05	0.70	0.13	78.09	21.91
400	0.04	31.80	5.87	83.97	16.03
-400	0.00	86.80	16.03	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		<b>541.40</b>	<b>100.00</b>		

Fuente: Propia

**Tabla N° 63: Análisis Granulométrico del mineral de cabeza AG-002**

Malla	M.M.	Peso	%Peso	%Ac.Ret.	%Ac.Pas.
	X(mm)	(gr)	f (X)	G(X)	F(X)
10	2.00	2.10	0.40	0.40	99.60
20	0.85	166.40	31.57	31.97	68.03
35	0.50	92.70	17.59	49.55	50.45
50	0.30	57.70	10.95	60.50	39.50
70	0.21	30.30	5.75	66.25	33.75
100	0.15	24.00	4.55	70.80	29.20
140	0.11	22.40	4.25	75.05	24.95
200	0.08	19.10	3.62	78.68	21.32
325	0.05	1.10	0.21	78.88	21.12
400	0.04	29.30	5.56	84.44	15.56
-400	0.00	82.00	15.56	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		<b>527.10</b>	<b>100.00</b>		

Fuente: Propia



### b) Análisis de moliendabilidad

El análisis de moliendabilidad consistió en moler muestras representativas a distintos tiempos de molienda con el objeto de encontrar la curva de moliendabilidad y su ecuación potencial con respecto a la malla N° 200 (75 micras). Los resultados se muestran en la Tabla N° 64.

Las condiciones de la prueba fueron las siguientes:

- 04 muestras representativas de 1000 gr. cada una.
- 480 cm<sup>3</sup> de agua de grifo.
- Tiempos de molienda de 5, 10, 15 y 20 minutos cada prueba.

**Tabla N° 64: Análisis de moliendabilidad del mineral de cabeza**

CODIGO	TIEMPO (min.)	PESO (+200m)	% (-200m)
-	0.00	1000.00	0.00
AM-001	5.00	564.80	43.52
AM-002	10.00	386.70	61.33
AM-003	15.00	267.00	73.30
AM-004	20.00	210.50	78.95

Fuente: Propia

### c) Cianuración directa

En la prueba de cianuración directa a la muestra de cabeza tuvimos problemas técnicos que nos llevaron no colocar los datos en esta sección, pero podemos asegurar que la recuperación obtenida de cianuración por agitación en botella es menor al 10 %.



Este resultado es coherente con los datos mostrados al aplicar cianuración directa al concentrado bulk luego de la flotación total realizada al minera de cabeza, estos resultados más adelante.

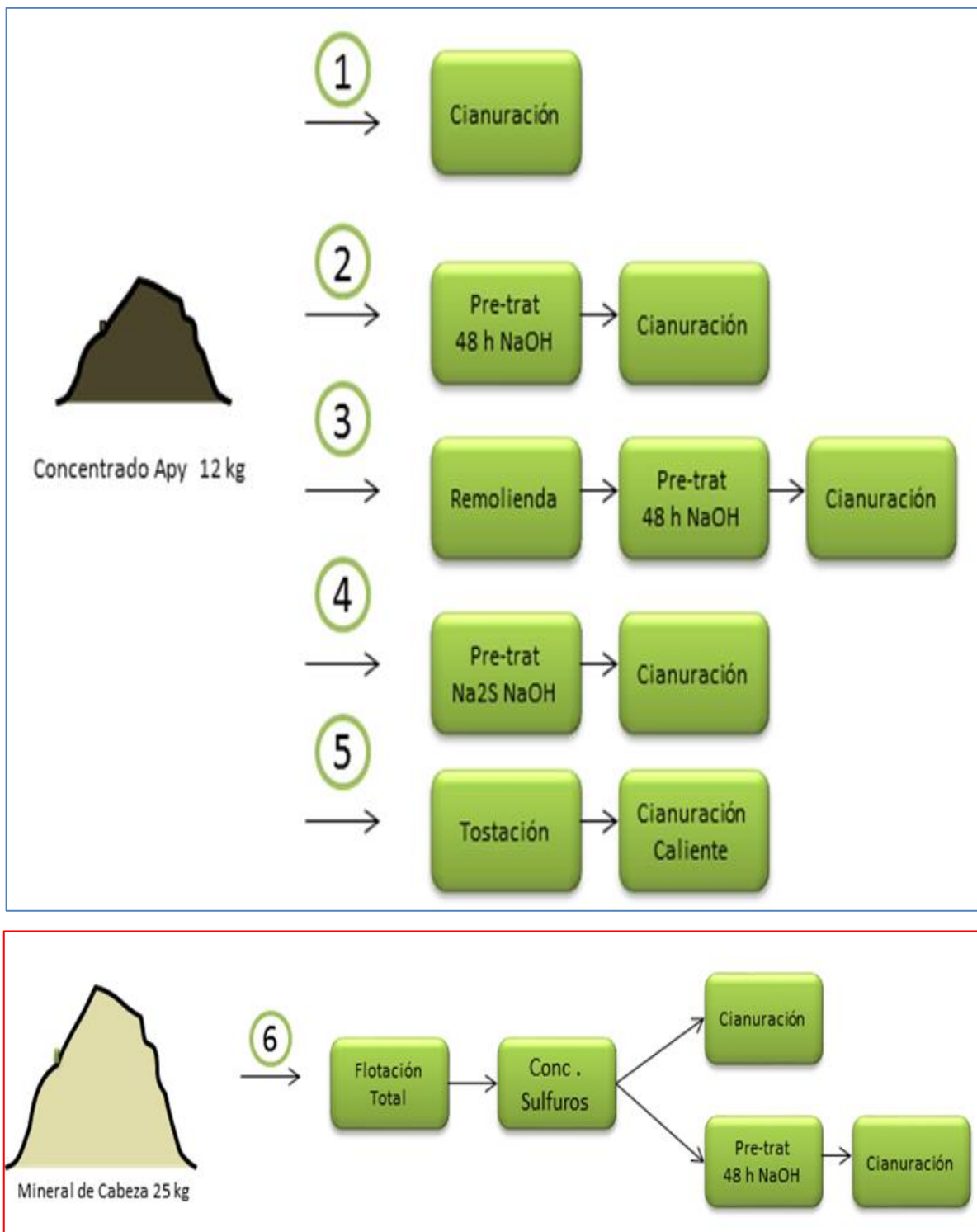
Es por esta razón, que nos llevó a denominar a este mineral refractario al PMC de cianuración por agitación.

#### **6.6. Pruebas experimentales**

Las pruebas experimentales se desarrollaron en 2 etapas, la primera mediante pruebas preliminares, de las cuales se obtuvieron los parámetros generales y estandarización de condiciones que se utilizaron posteriormente para las pruebas definitivas.

En este apartado se muestran las pruebas definitivas presentadas por la investigación, las cuales consistieron en pruebas metalúrgicas de Flotación (muestra de cabeza), Pretratamiento, Cianuración y Mixtos (muestra de arsenopirita). Además la secuencia de las pruebas definitivas se detalla en la Tabla N° 21, mostrando en primer lugar las pruebas definitivas realizadas a la muestra de arsenopirita y en segundo lugar las pruebas realizadas a la muestra de cabeza.

Figura N° 21: Esquema de las pruebas metalúrgicas experimentales realizadas



Fuente: Propia

Mediante los cuales se obtuvieron resultados finales que se utilizaron para la elaboración de los balances metalúrgicos respectivos y análisis en graficas estadísticas. El análisis y discusión de los resultados obtenidos se detallan en el Capítulo VII del presente trabajo de investigación.

#### **6.6.1. Cianuración directa del concentrado AsPy**

Se tomó una muestra representativa de 300 g. de concentrado de arsenopirita como se observa en la Figura N° 22, y se realizó una cianuración directa con el fin de ver su docilidad al proceso de cianuración por agitación en botella. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 65.

**Tabla N° 65: Cianuración directa del concentrado AsPy**

<b>Característica</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Unidades</b>
<b>Peso muestra</b>	300	g
<b>Granulometría (-200m)</b>	100	%
<b>Peso NaCN inicial</b>	1.8	g
<b>Peso CaO inicial</b>	3	g
<b>Volumen de Agua</b>	600	ml
<b>pH natural</b>	6	--
<b>Tiempo de cianuración</b>	48	h

**Fuente:** Propia

Figura N° 22: Preparación de prueba de cianuración directa



Fuente: Propia

La prueba de lixiviación se realizó por el método de cianuración por agitación en botella, con una relación líquido – sólido de 2 – 1, con un tiempo de cianuración de 48 h. y pH inicial de 11. Periodo en el cual se realizó el control de pH,  $\text{FCN}^2$ , potencial, otros. Los datos de estos parámetros se detallan en Anexos.

Al final de la prueba se colectó 100 ml de **solución rica**<sup>3</sup> y 100 g. de relave (secado, cuarteado y pesado), enviándose estos para análisis químico. Los resultados se muestran en la tabla N° 66.

---

<sup>2</sup> Fuerza de cianuro

<sup>3</sup> Solución disuelta de oro y cianuro

**Tabla N° 66: Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy**

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	600.00	0.30	0.18	<b>1.97</b>
Relave (g)	300.00	29.83	8.95	98.03
Cabeza Calculada (g)	300.00	30.43	9.13	100.00

**Fuente:** Propia

#### **6.6.2. Pretratamiento con NaOH del Concentrado AsPy + Cianuración**

Aquí se realizó un proceso de pretratamiento o de oxidación de la matriz sulfurada de arsenopirita como tratamiento previo a la cianuración, ya al parecer esta matriz arsenical impide la recuperación de oro por el método convencional de cianuración directa.

##### **a) Prueba de pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy**

Como vimos en el Capítulo IV, numerosas investigaciones se han llevado a cabo a nivel mundial con el objeto de oxidar la matriz sulfurada refractaria (compleja), generalmente por minerales sulfurados de arsénico. En este sentido se realizó una prueba experimental de pretratamiento de oxidación alcalina intensiva con NaOH. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 67.



Tabla N° 67: Pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	300	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso NaOH	32.4	g
Volumen de Agua	600	ml
pH de pretratamiento	11	--
Tiempo de pretratamiento	48	h

Fuente: Propia

La prueba de pretratamiento se realizó por un periodo de 48 horas, los controles de pH y potencial se detallan en Anexos. Luego del pretratamiento se realizó una separación sólido líquido por método de filtración al vacío, el sólido fue lavado en 4 etapas, seguido de secado, obteniendo una muestra lista para el proceso de cianuración con un peso de 291.7 g. Por otro lado la solución alcalina fue diluida y depositada en la cancha de relaves de la planta piloto JICA de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica.

#### **b) Prueba de cianuración al producto de pretratamiento NaOH**

El producto obtenido de la operación de pretratamiento se preparó para el siguiente proceso de extracción de oro como se muestra en la Figura N° 23. Este proceso fue el de cianuración por agitación en botella. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 68.

**Tabla N° 68: Cianuración al producto de pretratamiento NaOH**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	291.7	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso NaCN inicial	1.8	g
Peso CaO inicial	0	g
Volumen de Agua	583	ml
pH de la cianuración	11	--
Tiempo de cianuración	48	h

**Fuente:** Propia

**Figura N° 23: Preparación de prueba de cianuración de pre tratamiento con NaC**



**Fuente:** Propia

La prueba de lixiviación se realizó por el método de cianuración por agitación en botella, durante 48 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH, FCN, potencial, otros. Los datos de estos parámetros se detallan en Anexos.



Al final de la prueba se colectó 100 ml. de solución rica y 100 g. de relave (secado, cuarteado y pesado), enviándose estos para análisis químico. Los resultados se muestran en la tabla N° 69.

**Tabla N° 69: Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy**

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	583.00	1.67	0.97	<b>10.70</b>
Relave (gr)	280.50	28.97	8.13	89.30
Cabeza Calculada (gr)	280.50	32.44	9.10	100.00

Fuente: Propia

### 6.6.3. Remolienda + pretratamiento NaOH + cianuración

Esta operación experimental consistió de una remolienda del concentrado de arsenopirita y acondicionamiento con NaOH en un molino de bolas, seguido de un pre tratamiento con NaOH y finalmente una cianuración (Meng, Wu, Su, & Wang, 2003).

#### a) Remolienda del concentrado AsPy

La operación de remolienda del concentrado de arsenopirita con acondicionamiento con NaOH se realizó en un molino de bolas estándar de laboratorio, como se muestra en la Figura N° 24, por un tiempo de 20 min. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 70.



**Tabla N° 70: Remolienda del concentrado AsPy**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	300	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso NaOH	3.6	g
Volumen de Agua	250	ml
Tiempo de remolienda	20	min

**Fuente:** Propia

**Figura N° 24: Preparación de la prueba de remolienda**



**Fuente:** Propia

#### **b) Pretratamiento NaOH al producto de remolienda**

La prueba experimental de pretratamiento, también llamada de oxidación alcalina intensiva, con NaOH se realizó al producto seco obtenido de la



remolienda del concentrado de arsenopirita. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 71.

**Tabla N° 71: Pretratamiento NaOH al producto de remolienda**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	300	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso NaOH	32.4	g
Volumen de Agua	600	ml
Tiempo de pretratamiento	48	h

Fuente: Propia

La prueba de pretratamiento se realizó por un periodo de tiempo de 48 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH, potencial, otros; los cuales se detallan en Anexos.

Luego del pretratamiento se realizó una separación sólido líquido por el método de filtrado al vacío; el sólido fue lavado en 4 etapas, y secado obteniendo una muestra lista para la siguiente operación. Por otro lado la solución alcalina fue diluida y depositada en la cancha de relaves de la planta piloto JICA de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica.

### **c) Cianuración al producto de pre tratamiento-remolienda**

El producto obtenido del pretratamiento tuvo un peso de 298.9 g., el cual se preparó para el siguiente proceso de extracción de oro denominado

cianuración por agitación en botellas como se muestra en la Figura N° 25. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 72.

**Tabla N° 72: Cianuración del producto de pretratamiento - remolienda**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	298.9	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso NaCN inicial	2	g
Peso CaO inicial	1	g
Volumen de Agua	598	ml
pH de la cianuración	11	--
Tiempo de cianuración	24	h

**Fuente:** Propia

**Figura N° 25: Preparación de cianuración al producto de pretratamiento - remolienda**



**Fuente:** Propia



La prueba de lixiviación se realizó por el método de cianuración por agitación en botella, durante 48 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH, FCN, potencial, otros. Estos datos se detallan en Anexos.

Al final de la prueba se colectó 100 ml de solución rica y 100 g. de relave (secado, cuarteado y pesado), enviándose estos para análisis químico. Los resultados se muestran en la tabla N° 73.

**Tabla N° 73: Balance metalúrgico de cianuración del producto de pretratamiento - remolienda**

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	598.00	1.36	0.81	<b>8.71</b>
Relave (gr)	298.90	28.53	8.53	91.29
Cabeza Calculada (gr)	298.90	31.25	9.34	100.00

Fuente: Propia

#### **6.6.4. Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy + cianuración**

Esta operación experimental consistió realizar un pretratamiento con NaOH y Na<sub>2</sub>S en una relación de 1:1, con el objeto de optimizar el agente oxidante del hidróxido en la matriz de arsenopirita. Luego de pretratamiento con esta mezcla de reactivos se procedió a extraer el oro mediante la operación de lixiviación con cianuro, también llamada cianuración.

**a) Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy**

Según experiencias operacionales manifiestan que el  $\text{Na}_2\text{S}$  (sulfuro de sodio) combinado con el  $\text{NaOH}$  (hidróxido de sodio), en una relación 1:1, generan un agente oxidante de mayor fuerza, hecho que nos llevó a comprobarlo a nivel de laboratorio. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 74.

**Tabla N° 74: Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	300	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso $\text{NaOH}$	16.2	g
Peso $\text{Na}_2\text{S}$	16.2	g
Volumen de Agua	600	ml
pH de pretratamiento	12	--
Tiempo de pretratamiento	20	h

**Fuente:** Propia

La prueba de pre tratamiento mezcla se realizó por un periodo de tiempo de 20 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH y potencial, los cuales se detallan en Anexos.

Luego del pre tratamiento se realizó una separación sólido líquido por el método de filtrado al vacío, el sólido fue lavado en 4 etapas, y secado



obteniendo una muestra lista para proceso de cianuración. Por otro lado la solución alcalina fue diluida y depositada en la cancha de relaves de la planta piloto JICA de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica.

#### b) Cianuración al producto de pretratamiento mezcla

Se obtuvo un producto de 290.6 gr de la prueba de pretratamiento mezcla el cual se preparó para el siguiente proceso de extracción de oro. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 75.

Tabla N° 75: Cianuración al producto de pretratamiento mezcla

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	290.6	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso NaCN inicial	2	g
Peso CaO inicial	1	g
Volumen de Agua	582	ml
pH de la cianuración	11	--
Tiempo de cianuración	48	h

Fuente: Propia

La prueba de lixiviación se realizó por el método de cianuración por agitación en botella, durante 48 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH, FCN, potencial, otros. Estos resultados se detallan en Anexos.

Al final de la prueba se colectó 100 ml de solución rica y 100 g. de relave (secado, cuarteado y pesado), enviándose estos para análisis químico. Los resultados se muestran en la tabla N° 76.

**Tabla N° 76: Balance metalúrgico de cianuración del producto de pretratamiento mezcla**

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	582.00	0.46	0.27	<b>3.03</b>
Relave (gr)	290.60	29.49	8.57	96.97
Cabeza Calculada (gr)	290.60	30.41	8.84	100.00

**Fuente:** Propia

#### **6.6.5. Oxidación a baja temperatura + cianuración en caliente**

Con tecnologías actuales de tostación como los Hornos de tostación con atmósfera controlada, mostrada en la Figura N° 26, que recolectan los gases producidos por el proceso mismo y los precipitan por acción del mecanismo de enfriamiento que poseen.

En este sentido, se vio conveniente que podría ser un proceso opcional para el tratamiento de minerales sulfurados complejos de oro. Esta prueba se realizó en el Laboratorio de Pirometalurgia de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica.

**Figura N° 26: Horno de tostación con atmósfera controlada**



**Fuente:** Propia

**a) Oxidación a baja temperatura del concentrado AsPy**

Se realizó una prueba de tostación a bajas temperaturas como se muestra en la Figura N° 27, con el fin de acelerar la oxidación que se da naturalmente cuando un mineral está expuesto al ambiente, teniendo así una matriz sulfurada de arsénico parcialmente oxidada. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 77.

**Tabla N° 77: Oxidación a baja tempera del concentrado AsPy**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	300	g
Granulometría (-200m)	100	%
Temperatura	200 - 400	°C
Tiempo de pretratamiento	6	h

**Fuente:** Propia



**Figura N° 27: Ingreso del mineral a la mufla**



**Fuente:** Propia

La operación de oxidación a baja temperatura se realizó con las medias de seguridad necesarias, como se observada en la Figura N° 27, para este tipo de operaciones.

Por otro lado los gases de azufre producidos por la misma operación, si fuera el caso, son captados por el mismo equipo al lado derecho, como se muestra en la Figura N° 26, que mediante un sistema de enfriamiento, precipitan y se recolectan en un captador de gases que presenta el mismo equipo; además otras experiencias industriales, como el caso de DOE RUN, el azufre es captado como gas y mediante la tecnología adecuada obtienen ácido sulfúrico como subproducto, el cual presenta gran demanda en el mercado nacional e internacional.



**b) Cianuración en caliente al producto de oxidado**

Con el objeto de acelerar el proceso de disolución de oro por el proceso de lixiviación, se realizó la siguiente prueba de cianuración en caliente al producto obtenido de la oxidación a bajas temperaturas. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 78.

**Tabla N° 78: Cianuración en caliente al producto oxidado**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	150	g
Granulometría (-200m)	100	%
Peso NaCN inicial	2	g
Peso CaO inicial	1.5	g
Volumen de Agua	300	ml
pH de la cianuración	11	--
Tiempo de cianuración	4	h

**Fuente:** Propia

La prueba de lixiviación se realizó por el método de cianuración por agitación magnética como se muestra en la Figura N° 28, durante 4 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH, FCN, potencial, otros. Estos resultados se detallan en Anexos.

Al final de la prueba se colectó 100 ml de solución rica y 100 g. de relave (secado, cuarteado y pesado), enviándose estos para análisis químico. Los resultados se muestran en la tabla N° 79.

**Tabla N° 79: Balance metalúrgico de cianuración al producto oxidado**

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	300.00	0.63	0.19	<b>5.09</b>
Relave (gr)	150.00	23.49	3.52	94.91
Cabeza Calculada (gr)	150.00	24.75	3.71	100.00

Fuente: Propia

**Figura N° 28: Prueba de cianuración en caliente**



Fuente: Propia

#### **6.6.6. Flotación total**

Se realizó una prueba de preconcentración, innovadora y de gran tendencia actualmente. Este fue el de flotación total hasta agotamiento de los



sulfuros presentes en el mineral de cabeza, del cual se obtuvo un bulk de sulfuros generales y un relave de bajo contenido de reactivos químicos, además se obtiene un menor volumen de tratamiento.

#### a) Molienda del mineral de cabeza

Para la reducción de tamaño, se tomó una muestra de 1100 Kg. de mineral de cabeza y mediante un molino de bolas estándar para pruebas a nivel de laboratorio se procedió a moler el mineral. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 80.

Tabla N° 80: Molienda del mineral de cabeza

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	1100	g
Volumen de agua	480	ml
Tiempo de molienda	10	min
pH natural	7.1	--

Fuente: Propia

#### b) Flotación total

La prueba de flotación total o también denominada Bulk, se realizó en el Laboratorio de Metalurgia Extractiva de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica, en donde se flotó un bulk de sulfuros generales (galena, esfalerita, calcopirita, Tennantita, pirita y arsenopirita) mediante una celda de

flotación estándar a nivel de laboratorio a pH natural del mineral como se muestra en las Figuras N° 29 y 30.

El tiempo de **acondicionamiento** fue de **6 minutos** y el de **flotación** bulk fue de **8 minutos**. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 81.

**Tabla N° 81: Reactivos usados en la flotación total**



Reactivos para flotación	Cantidad	Unidad
Z-11	330	gr/Tm
MIBC	20	gr/Tm
AR-3418	200	gr/Tm
AR-242	100	gr/Tm
Tiempo de Acondicionamiento	6	min
Tiempo de Flotación	8	min
pH natural	7.1	--

**Fuente:** Propia

Luego de realizada la prueba de flotación, se obtuvieron 3 productos: **concentrado bulk**, **medios bulk** y **relave general**. Los resultados de los pesos obtenidos para cada producto se muestran en la Tabla N° 82.



Tabla N° 82: Productos obtenidos en la flotación total

	Balance		
Productos	Peso (gr.)	% Peso	Ratio
Cabeza	1063.00	100.00	1.00
Conc. BULK	217.9	20.50	<b>4.88</b>
Medios BULK	55.5	5.22	<b>19.16</b>
Relave	789.6	74.28	1.35

Fuente: Propia

Al final de la prueba se tomó una muestra representativa de 100 g. de cada producto obtenido en la flotación total (secado, cuarteado y pesado), excepto del medio el se envió la totalidad del producto por su peso de 55.5 g. Luego se enviaron estos para análisis químico. Los resultados se leyes y recuperaciones se muestran en la tabla N° 83 y 84 respectivamente.

Tabla N° 83: Leyes obtenidas de la flotación total

	LEYES								
Productos	% Peso	Ratio	Au g/Tm	Ag g/Tm	% Cu	%Pb	%Zn	%Fe	%As
Cabeza	100.00	1.00	3.66	145.40	0.52	2.18	3.80	8.16	1.75
Conc. BULK	20.5	4.88	<b>14.19</b>	<b>599.62</b>	<b>2.17</b>	<b>8.86</b>	<b>16.20</b>	<b>30.92</b>	<b>6.98</b>
Medios BULK	5.22	19.16	<b>8.98</b>	<b>319.77</b>	<b>0.87</b>	<b>3.77</b>	<b>6.61</b>	<b>15.44</b>	<b>4.35</b>
Relave	74.28	1.35	0.38	7.79	0.04	0.23	0.18	1.37	0.12

Fuente: Propia

**Tabla N° 84: Recuperaciones obtenidas de la flotación total**

	RECUPERACIONES							
Productos	% Peso	% Au	% Ag	% Cu	%Pb	%Zn	%Fe	%As
Cabeza	100.00	100	100	100	100	100	100	100
Conc. + Med. (Flot. Tot)	25.72	<b>92.34</b>	<b>96.02</b>	<b>94.4</b>	<b>92.33</b>	<b>96.5</b>	<b>87.55</b>	<b>94.77</b>
Relave	74.28	7.66	3.98	5.6	7.67	3.5	12.45	5.23

Fuente: Propia

**Figura N° 29: Acondicionamiento de reactivos para flotación total**



Fuente: Propia

**Figura N° 30: Flotación total**



Fuente: Propia



### c) Flotación total + cianuración directa

En primer lugar se realizó una flotación al mineral de cabeza a las mismas condiciones que la prueba de flotación total, del cual tomamos una muestra de 300 g. del concentrado bulk. Luego se realizó el proceso de cianuración directa a la muestra de concentrado bulk, ya que al parecer existe presencia de oro libre pero en condiciones muy finas, lo que nos permitió obtener resultados importantes para la investigación. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 85.

**Tabla N° 85: Cianuración directa al concentrado bulk – flotación total**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	150	g
Granulometría (-200m)	60	%
Peso NaCN inicial	0.75	g
Peso CaO inicial	1.60	g
Volumen de Agua	300	ml
pH de la cianuración	11	--
Tiempo de cianuración	48	h

Fuente: Propia

La prueba de lixiviación se realizó por el método de cianuración por agitación en botella, durante 48 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH, FCN, potencial, otros. Los datos de estos parámetros se detallan en Anexos.



Al final de la prueba se colectó 100 ml. de solución rica y 100 g. de relave (secado, cuarteado y pesado), enviándose estos para análisis químico. Los resultados se muestran en la tabla N° 86.

**Tabla N° 86: Balance metalúrgico de la cianuración directa del concentrado AsPy**

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	300.00	1.20	0.36	<b>15.59</b>
Relave (gr)	150.00	12.99	1.95	84.41
Cabeza Calculada (gr)	150.00	14.19	2.31	100.00

Fuente: Propia

#### **d) Flotación total + pretratamiento NaOH + cianuración**

Como vimos en el Capítulo IV, numerosas investigaciones se han llevado a cabo a nivel mundial con el objeto de oxidar la matriz sulfurada refractaria (compleja), generalmente por minerales sulfurados de arsénico. En este sentido, primero se realizó una flotación al mineral de cabeza a las mismas condiciones que la prueba de flotación total, del cual tomamos una muestra de 300 g. del concentrado bulk. Luego se realizó una prueba experimental de pretratamiento de oxidación alcalina intensiva con NaOH al concentrado bulk obtenido en la flotación total. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 87.



Tabla N° 87: Pretratamiento del concentrado bulk – flotación total

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	150	g
Granulometría (-200m)	80	%
Peso NaOH	8.10	g
Volumen de Agua	300	ml
pH de pretratamiento	13	--
Tiempo de pretratamiento	24	h

Fuente: Propia

La prueba de pretratamiento se realizó por un periodo de 24 horas, los controles de pH y potencial se detallan en Anexos.

Luego del pretratamiento se realizó una separación sólido líquido por método de filtración al vacío, el sólido fue lavado en 4 etapas, seguido de secado, obteniendo una muestra lista para el proceso de cianuración con un peso de 147.4 g. Por otro lado la solución alcalina fue diluida y depositada en la cancha de relaves de la planta piloto JICA de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica. Además el producto obtenido de la operación de pretratamiento se llevó a cianuración por agitación en botella. Las condiciones de la prueba realizada se muestran en la Tabla N° 88.

**Tabla N° 88: Cianuración al producto de pretratamiento NaOH – Conc. Bulk**

Característica	Cantidad	Unidades
Peso muestra	147.4	g
Granulometría (-200m)	80	%
Peso NaCN inicial	0.75	g
Peso CaO inicial	0.09	g
Volumen de Agua	583	ml
pH de la cianuración	11	--
Tiempo de cianuración	48	h

**Fuente:** Propia

La prueba de lixiviación se realizó por el método de cianuración por agitación en botella, durante 48 horas, periodo en el cual se realizó el control de pH, FCN, potencial, otros. Los datos de estos parámetros se detallan en Anexos. Al final de la prueba se colectó 100 ml. de solución rica y 100 g. de relave (secado, cuarteado y pesado), enviándose estos para análisis químico. Los resultados se muestran en la tabla N° 89.

**Tabla N° 89: Balance metalúrgico de la cianuración del pretratamiento - Conc. Bulk**

Característica	Peso	Au (gr/TM)	CF (mg)	Rec. (%)
Sol. Rica (ml)	300.00	1.71	0.51	<b>21.59</b>
Relave (gr)	150.00	12.48	1.87	78.41
Cabeza Calculada (gr)	150.00	14.19	2.38	100.00

**Fuente:** Propia



## CAPITULO VII

### DISCUSIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

De los datos recogidos en las pruebas metalúrgicas definitivas realizadas a la muestra de cabeza y arsenopirita, se obtuvo el proceso metalúrgico alternativo (PMA) con mejores resultados que el proceso metalúrgico convencional (PMC) que presenta la planta concentradora Tamboraque. Este PMA consistió en una Flotación Total seguida de una Flotación Diferencia Especial. Los resultados importantes y de beneficio fueron analizados bajo tres impactos relevantes:

- Ambiental,
- Técnico, y
- Económica

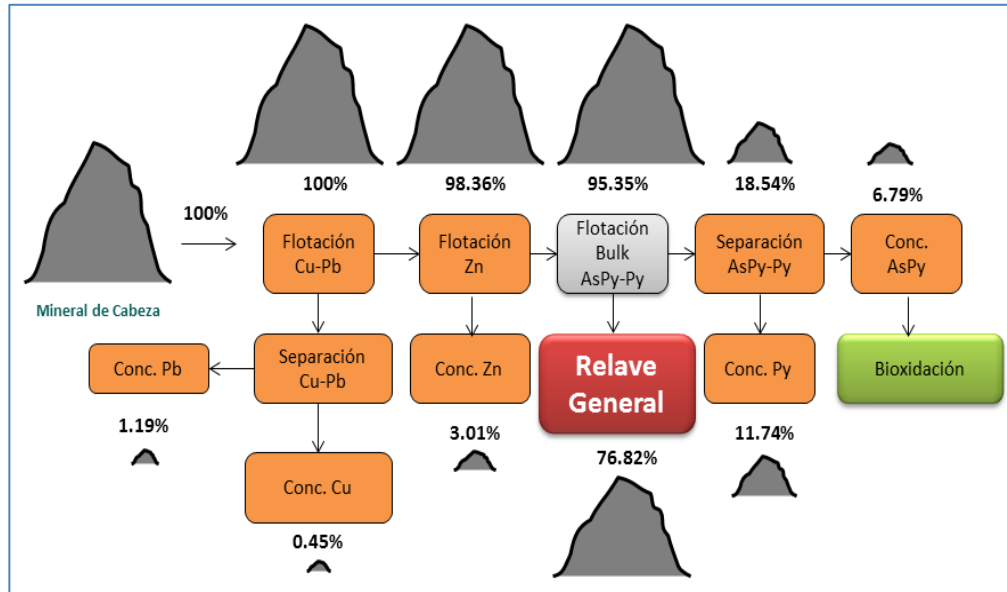
#### 7.1. Impacto ambiental

El PMA propuesta por presente tesis, reporta que la Flotación Total de los sulfuros seguida de una Flotación diferencial es una alternativa de gran beneficio, ya que se logra obtener un relave con menor presencia de reactivos químicos que el PMC que presenta la planta concentradora Tamboraque.

Analizando el esquema general de la planta concentradora Tamboraque y el esquema propuesto por la investigación, como se muestra en las Figuras N° 31 y 32, se observa que el PMC presenta mayor contaminación del relave por los diversos reactivos usados en la flotación diferencial de todos los circuitos a diferencia del PMA que genera una preconcentración de todos los

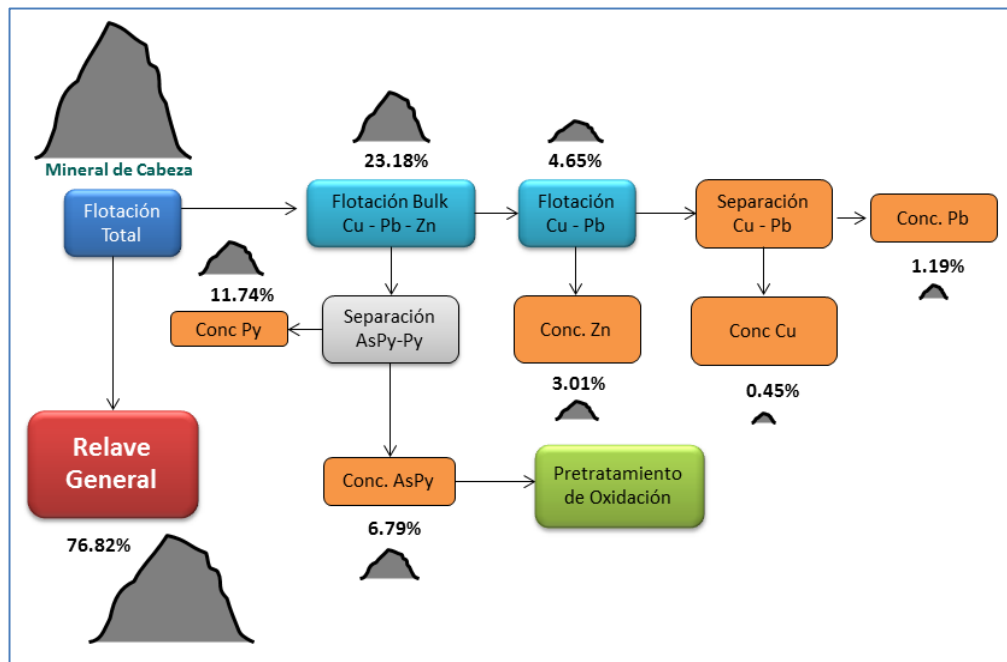
sulfuros y separando el relave general desde la primera etapa, el cual presentará menor presencia de residuos químicos tóxicos.

**Figura N° 31: Esquema general del PMC en la planta concentradora Tamboraque**



Fuente: Propia

**Figura N° 32: Esquema general del PMA propuesto**



Fuente: Propia



### 7.1.1. Reactivos usados en el PMC

En la tabla N° 90, 91 y 92 se muestran las presencias de reactivos tóxicos en el relave general de la flotación diferencial para los circuitos de Pb, Cu, Zn, Py/AsPy.

Tabla N° 90: Reactivos usados del PMC en circ. Pb-Cu

Circuito Pb/Cu		Consumo mensual
Reactivos	kg/Tm	Kg/mes
Cal (90%)	0.65	9,780.44
NaCN	0.07	1,111.75
ZnSO <sub>4</sub>	0.39	5,814.18
XZ-6	0.01	180.28
Thiourea	0.02	315.50
Sulfuro de sodio	0.07	1,111.75
Metabisulfito de sodio	0.03	375.59
Frother 70	0.04	570.90

Fuente: Propia

Tabla N° 91: Reactivos usados del PMC en el circ. Zn

Circuito Zn		Consumo mensual
Reactivos	kg/Tm	Kg/mes
Cal (90%)	0.98	14,540.88
CuSO <sub>4</sub>	0.29	4,314.98
XZ-6	0.02	354.66
Frother 70	0.04	591.09

Fuente: Propia

**Tabla N° 92: Reactivos usados del PMC en circ. Py/AsPy**

Circuito Py/AsPy		Consumo mensual
Reactivos	kg/Tm	Kg/mes
Espumante	0.04	501.38
XZ-6	0.01	171.90
Ácido Sulfúrico 90%	1.29	18,450.74
CuSO <sub>4</sub>	0.07	1,045.73

Fuente: Propia

### 7.1.2. Reactivos usados en el PMA

En las tablas N° 93, 94 y 95 se aprecian los reactivos usados según el PMA propuesto, así como también su consumo aproximado según el esquema del PMA en la Figura N° 32, así como también la mínima presencia de reactivos tóxicos en el relave general de la Flotación Total.

**Tabla N° 93: Reactivos usados del PMA en circ. Flotación Total**

Circuito Flotación Total		Consumo mensual
Reactivos	kg/Tm	Kg/mes
Espumante (MIBC)	0.02	300.47
XZ-11	0.33	4,957.82
AR-3418	0.20	3,004.74
AR-242	0.10	1,502.37

Fuente: Propia



Tabla N° 94: Reactivos usados del PMA en circ. Pb/Cu/Zn

Circuito Pb/Cu		Consumo mensual
Reactivos	kg/Tm	Kg/mes
Cal (90%)	0.65	2,267.10
NaCN	0.07	257.70
XZ-6	0.01	41.79
Thiourea	0.02	73.13
Metabisulfito de sodio	0.03	87.06
Frother 70	0.04	132.33

Fuente: Propia

Tabla N° 95: Reactivos usados del PMA en el circ. Pb/Cu

Circuito Zn		Consumo mensual
Reactivos	kg/Tm	Kg/mes
Cal (90%)	0.98	687.42
CuSO <sub>4</sub>	0.29	203.99
XZ-6	0.02	16.77
ZnSO <sub>4</sub>	0.04	27.94
Metabisulfito de sodio	0.39	270.36
Frother 70	0.03	17.47

Fuente: Propia

Analizando los resultados obtenidos de los consumos de reactivos tóxicos usados en flotación para el PMC y PMA, como se muestra en la Tabla N° 96, se observa una gran disminución en uso de los mismos.



**Tabla N° 96: Consumo de reactivos tóxicos comparativo del PMC y PMA**

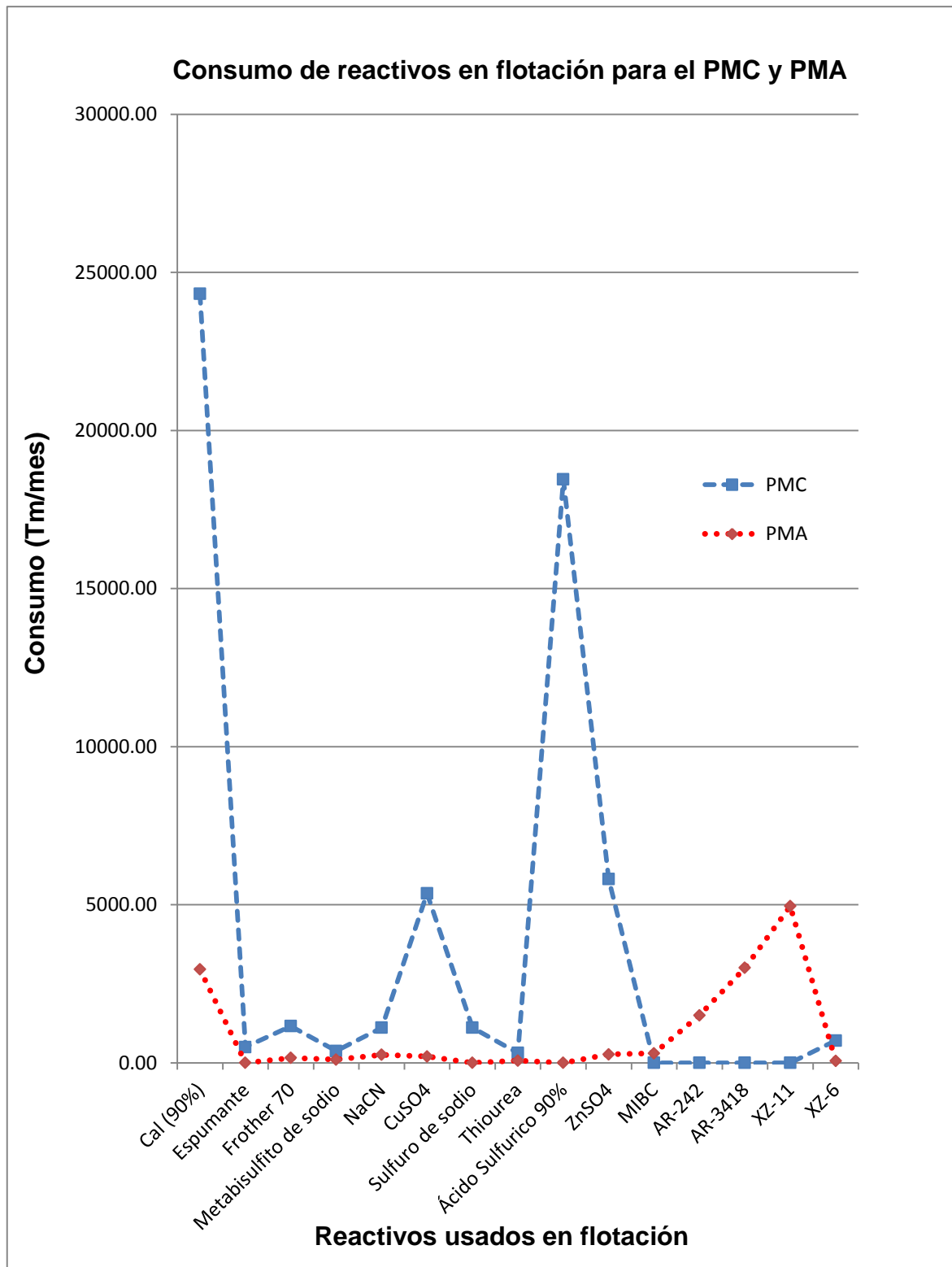
Reactivos	PMC	PMA
	Kg/mes	Kg/mes
Cal (90%)	24321.32	2954.53
Espumante	501.38	0.00
Frother 70	1161.99	160.28
Metabisulfito de sodio	375.59	104.53
NaCN	1111.75	257.70
CuSO4	5360.71	203.99
Sulfuro de sodio	1111.75	0.00
Thiourea	315.50	73.13
Ácido Sulfúrico 90%	18450.74	0.00
ZnSO4	5814.18	270.36
MIBC	0.00	300.47
AR-242	0.00	1502.37
AR-3418	0.00	3004.74
XZ-11	0.00	4957.82
XZ-6	706.84	58.56
<b>Total</b>	<b>59231.76</b>	<b>13848.49</b>

Fuente: Propia

Además se observa que hay una reducción del consumo de reactivos tóxicos usados en el PMC y PMA, de **59,231.76** a **12,848.49 Kg/mes** respectivamente generando una reducción del **78.31 %**. La variación del consumo de reactivos se puede observar de manera clara y comparativa en la Figura N° 33, donde la línea azul corresponde al consumo de reactivos en el PMC de la planta concentradora Tamboraque y la línea roja el PMA propuesta por la investigación.



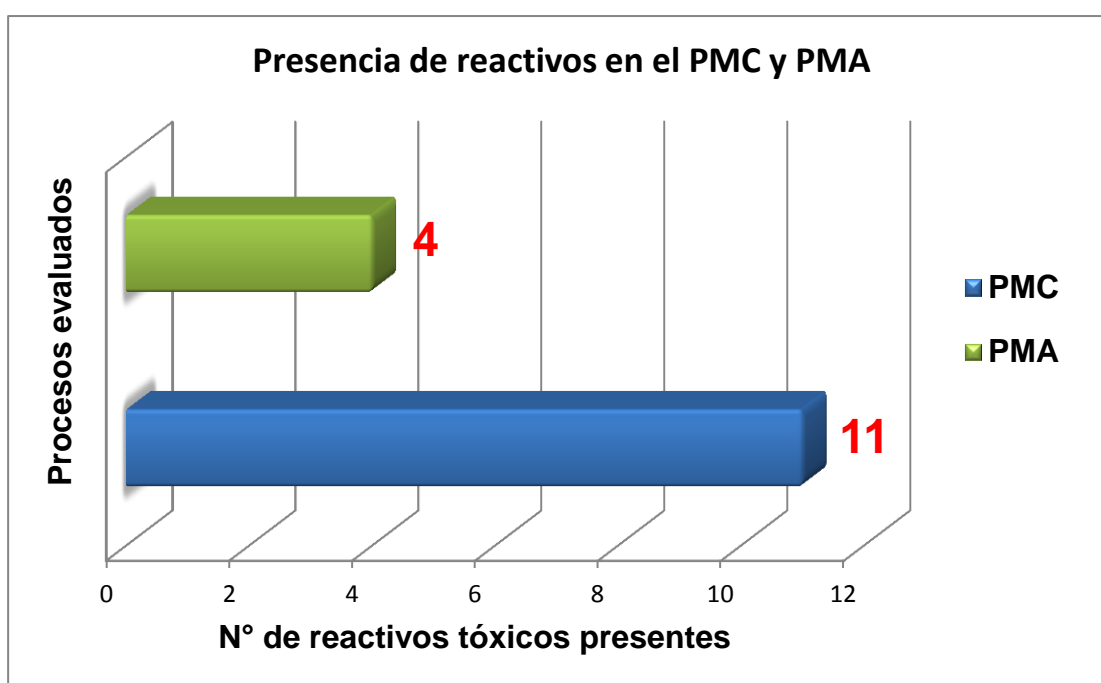
Figura N° 33: Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA



Fuente: Propia

También podemos observar del análisis de las Figuras N° 31 y 32 con las Tablas N° 93 y 96, que el relave producto del **PMA** solo contiene la presencia de **4** reactivos tóxicos en su relave general, a diferencia del **PMC** que presenta un total de **11 reactivos tóxicos** como se muestra claramente en la Figura N° 34.

**Figura N° 34: Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA**



Fuente: Propia

### **7.1.3. Volumen de agua usado por el PMC**

En la Tabla N° 98 se muestra el volumen de agua que es captada del río Rímac para las operaciones del PMC de la planta concentradora Tamboraque con respecto a la flotación.



Tabla N° 97: Volumen de agua captada del río Rímac para el PMC

Característica	Cantidad	Unidades
Agua Río Rímac para flotación Pb/Cu	120	m <sup>3</sup> /día
Agua Río Rímac para flotación Zn	120	m <sup>3</sup> /día
Agua Río Rímac para Py/AsPy	168	m <sup>3</sup> /día
Total	408	m <sup>3</sup> /día

Fuente: Propia

#### 7.1.4. Volumen de agua usado por el PMA

Se sabe que la relación en el consumo de agua para las operaciones metalúrgicas de flotación tiene una relación directamente proporcional al tonelaje de tratamiento. En este sentido, el volumen de agua que es captada del río Rímac para el **PMA** es de **120 m<sup>3</sup>/día** para el circuito de flotación total, **30 m<sup>3</sup>/día** para el circuito Cu/Pb/Zn y otros **30 m<sup>3</sup>/día** para el circuito de Cu/Pb, debido a que solo se trabaja aproximadamente con el **25 % del volumen mineral** (75 % desplazado al relave) como se aprecia en el esquema de la figura N° 32.

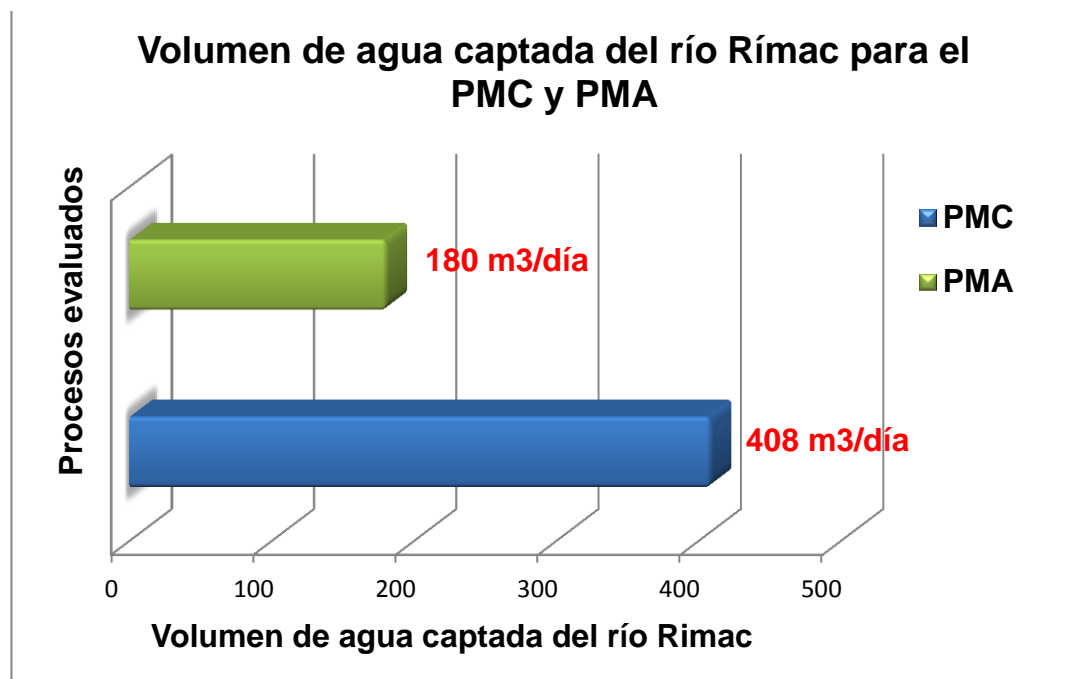
Además ya no se requiere agua adicional para la flotación de Py/AsPy, porque este se obtiene directamente del circuito Cu/Pb/Zn como se muestra en la Figura N° 32. Los resultados obtenidos en el PMA con respecto al volumen de agua captada del río Rímac se muestra en la Tabla N° 98.

**Tabla N° 98: Volumen de agua captada del río Rímac para el PMA**

Característica	Cantidad	Unidades
Agua Río Rímac para Flotación Total	120	m <sup>3</sup> /día
Agua Río Rímac para flotación Cu/Pb/Zn	30	m <sup>3</sup> /día
Agua Río Rímac para flotación Cu/Pb	30	m <sup>3</sup> /día
Agua Río Rímac para Py/AsPy	0	m <sup>3</sup> /día
<b>Total</b>	<b>180</b>	<b>m<sup>3</sup>/día</b>

En este sentido, se observa que hay una reducción del volumen de agua captada del río Rímac por el PMC y PMA, de **408 m<sup>3</sup>/día** a **180 m<sup>3</sup>/día** respectivamente generando una reducción del **55.85 %**. Esta variación se puede observar de manera clara y comparativa en la Figura N° 35.

**Figura N° 35: Esquema comparativo del consumo de reactivos en el PMC y PMA**



Fuente: Propia



## 7.2. Impacto técnico metalúrgico

Analizando las Tablas N° 23, 82, 83 y 84 en cuanto a la calidad de los concentrados obtenidos a partir del PMC y PMA respecto a la pérdida de valores en el relave general, se obtiene que ambos presentan leyes y recuperaciones totalmente comerciales como se muestra en la Tabla N° 99.

**Tabla N° 99: Comparación de recuperaciones en un PMC y PMA**

Recuperación	PMC	PMA
% Cu	93.42	94.4
%Pb	91.30	92.33
%Zn	96.14	96.5
%Au	<b>90.72</b>	<b>92.34</b>
% Ag	<b>95.22</b>	<b>96.02</b>
%Fe	86.88	87.55
%As	92.99	94.77

**Fuente:** Propia

Comparando las recuperaciones obtenidas en base a concentrados generales del PMC y PMA propuesto, se observa un ligero aumento aproximadamente de 1% al 2% en las recuperaciones de los valores metálicos.

En este sentido, vemos una reducción de la pérdida de valores en el relave general de **2%** aproximadamente.

Otra ventaja técnica encontrada en la investigación es la **eliminación de la operación metalúrgica de Flotación Bulk de Py/AsPy**, comparando los esquemas de las Figuras N° 31 y 32, ya que este se obtiene como producto de la Flotación Bulk Cu/Pb/Zn.

Además, al reducir el volumen de tratamiento del mineral desde la etapa inicial, como se muestra en la Figura N° 32, simplifica el proceso y reduce grandemente el espacio que ocupa la operación con respecto al PMC de flotación diferencial.

### **7.3. Impacto económico**

El PMA propuesto por la investigación posee muchas ventajas económicas, una de ellas es que no se requiere mayor espacio ni instalar una nueva planta en dicha zona, ya que se pueden utilizar la mayoría de los equipos existentes en la planta concentradora Tamboraque como: a) celdas del circuito de flotación Cu/Pb, utilizadas para el circuito de Flotación Total, b) celdas de separación Pb/Cu y las celdas de separación Py/AsPy seguirán cumpliendo su función. Sin embargo, es necesario adquirir celdas para dos circuitos que son: a) el circuito de flotación Cu/Pb/Zn y b) circuito de flotación Cu/Pb, pero que son de dimensiones pequeños ya que su volumen de tratamiento es de 23.18 y 4.65 % respectivamente.



Además, ya no se requerirá las celdas de gran tamaño utilizadas actualmente como: a) celdas para el circuito de flotación de Zn y b) el circuito de flotación de Py/AsPy, los cuales pueden ser comercializados con el fin de poder recuperar parte del valor de mis mismos.

En la Tabla N° 100 se muestran los subprocesos de flotación del PMC y PMA, con letra verde los circuitos que necesitan ser añadidos al proceso y con letra roja se muestran los circuitos que se tendrán que retirar, comparándolos con su volumen de tratamiento.

**Tabla N° 100: Comparación de subproceso y volumen de tratamiento del PMC y PMA**

Equipos en el PMC	Equipos en el PMA	Volumen de tratamiento aproximado
Circuito Flotación Cu/Pb	Circuito Flotación Total	100.00%
-	<b>Circuito Flotación Cu/Pb/Zn</b>	<b>23.18%</b>
-	<b>Circuito Flotación Cu/Pb</b>	<b>4.65%</b>
Separación Cu-Pb	Separación Cu-Pb	1.64%
<b>Circuito Flotación Zn</b>	-	<b>98.36%</b>
<b>Circuito Flotación Py/AsPy</b>	-	<b>95.35%</b>
Separación Py/AsPy	Separación Py/AsPy	18.54%

Fuente: Propia

### 7.3.1. Costo de Capital

El costo de capital se ha calculado en base netamente a los equipos generales utilizados en los circuitos de flotación, como se muestra en la Tabla



N° 100, tanto para el PMC y PMA propuesto. Además, los datos obtenidos de los costos de equipos en los circuitos evaluados se han cotizado y extraído de la Empresa Metso Perú S.A.

En este sentido, en la Tabla N° 101 se muestran las cotizaciones, en dólares americanos, de los equipos utilizados en el PMC según la Tabla N° 100.

**Tabla N° 101: Costos de equipos para circuitos de flotación en el PMC**

Característica	Cantidad	Unid.
Equipos para Flotación Cu/Pb	667,751.48	US\$
Equipos de Flotación Zn	708,078.33	US\$
Equipos de Flotación Py/AsPy	655,330.92	US\$
<b>Total</b>	<b>2'031,160.73</b>	<b>US\$</b>

**Fuente:** (Metso Perú S.A., 2013)

Se observa en la Tabla N° 101 que la inversión realizada en la adquisición de los equipos para circuitos de flotación en el PMC asciende a una suma total de **2'031,160.73 US\$**.

De la misma manera, en la Tabla N° 102 se muestran las cotizaciones, en dólares americanos, de los equipos utilizados en el PMA según la Tabla N° 100.



Tabla N° 102: Costos en equipos para flotación total

Característica	Cantidad	Unid.
Equipos de Flotación Total	0.00	US\$
Equipos de Flotación Pb/Cu/Zn	279,337.41	US\$
Equipos de Flotación Pb/Cu)	126,884.65	US\$
Equipos de Flotación Py/AsPy	0.00	US\$
Total	406,222.06	US\$

Fuente: (Metso Perú S.A., 2013)

Se observa en la Tabla N° 102 que el **costo de capital** para la adquisición de los equipos para circuitos de flotación en el PMA asciende a una suma total de **406,160.73 US\$**. Este vendría a ser el costo de capital del PMA propuesto por la investigación.

Además, analizando las Tablas N° 101 y 102 se observa que el PMA presenta un ahorro de inversión del **80%**, lo que hace atractiva esta propuesta.

Para este análisis se tomó en cuenta los principales equipos, actualmente usados en los circuitos de flotación, según la Tabla N° 100, en la planta concentradora Tamboraque y se comparó con una escala aproximada y proyectando los costos en equipos con la información brindada por Metso Perú S.A.

### **7.3.2. Costo Operativo**

Para realizar el costo operativo del PMC y PMA es muy importante evaluar en primer lugar las condiciones económicas de la planta concentradora Tamboraque vigentes en el mes de Febrero del 2012, fecha en el cual se realizaron las muestras de mineral y empezó el estudio de investigación de la presente tesis. En este sentido, se realizó un análisis de comercialización de los concentrados obtenidos en dicha planta concentradora y cuyos datos se muestran en la Tabla N° 103 donde se detalla la producción mensual y su respectiva ganancia bruta mensual y anual.

**Tabla N° 103: Ganancia bruta de productos principales de flotación**

<b>Producto</b>	<b>Producción Mensual (Tm)</b>	<b>Ganancia Bruta Mensual (US\$)</b>	<b>Ganancia Bruta Anual (US\$)</b>
<b>Concentrado Zinc</b>	451.50	212,544.00	2,550,528.00
<b>Concentrado Plomo</b>	179.40	465,097.63	5,581,171.56
<b>Concentrado Cobre</b>	67.10	492,032.84	5,904,394.08
<b>Total</b>		<b>1,169,674.47</b>	<b>14,036,093.64</b>

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

#### **7.3.2.1. Costo operativo para el PMC**

El costo operativo ha sido calculado en función a los consumos de energía y mantenimiento generados en los circuitos de flotación de Cu/Pb, circuito de flotación de Zinc y el circuito de flotación de Py/AsPy. La Tabla N°



103 muestra los consumos de energía para los mencionados circuitos y sus respectivos costos mensuales y anuales para este PMC.

**Tabla N° 104: Costos de energía en el PMC**

Detalle de costo de operación	KW-h	\$/KW-h	\$/mes	\$/año
Consumo de energía circuito Plomo	51,327.24	0.13	6,764.93	81,179.16
Consumo de energía circuito de Zinc	67,915.41	0.13	8,951.25	107,415.01
Consumo de energía circuito AsPy	98,420.00	0.13	12,972.00	155,660.57
Mantenimiento			5,000.00	60,000.00
<b>Total</b>			<b>33,687.89</b>	<b>404,254.73</b>

**Fuente:** (Nyrstar M. S., 2012)

En función a los datos obtenidos del análisis de costos y mostrados en las Tablas N° 103 y 104, se preparó un Flujo de Caya y Flujo Operativo en un periodo de 5 años. Los resultados se muestran en la Tabla N° 105.

### 7.3.2.2. Costo operativo para el PMA

En el PMA propuesto según el esquema de la Figura N° 32 y los datos de la Tabla N° 100, se observa que ya no son necesarios los circuitos de flotación de Zn y los circuitos de flotación de Py/AsPy generando con esto un ahorro significativo de energía como se muestra en la Tabla N° 107 donde se detallan los consumos de energía y sus respectivos costos mensuales y anuales en el PMA propuesto.

**Luis A. Sánchez Quispe – Edwar W. Villavicencio Jaimes**

**Tabla N° 105: Costos de energía en el PMC**

Flujo de caja	Años	0	1	2	3	4	5
Monto de Inversión	US\$	-	-	-	-	-	-
Gasto Financiero	US\$	-	-	-	-	-	-
Costos Operativos	US\$	-	(404,254.73)	(404,254.73)	(404,254.73)	(404,254.73)	(404,254.73)
Ingreso por venta de concentrado	US\$	-	14,036,093.00	14,036,093.00	14,036,093.00	14,036,093.00	14,036,093.00
Flujo Operativo	US\$	-	<b>13,631,838.27</b>	<b>13,631,838.27</b>	<b>13,631,838.27</b>	<b>13,631,838.27</b>	<b>13,631,838.27</b>

Fuente: Propia

**Tabla N° 106: Costos de energía en el PMA**

Flujo de caja	Años	0	1	2	3	4	5
Monto de Inversión	US\$	-	-	-	-	-	-
Gasto Financiero	US\$	(406,222.06)	-	-	-	-	-
Costos Operativos	US\$	-	(181,768.72)	(181,768.72)	(181,768.72)	(181,768.72)	(181,768.72)
Ingreso por venta de concentrado	US\$	-	14,036,093.00	14,036,093.00	14,036,093.00	14,036,093.00	14,036,093.00
Flujo Operativo	US\$	<b>(406,222.06)</b>	<b>13,448,102.22</b>	<b>13,854,324.28</b>	<b>13,854,324.28</b>	<b>13,854,324.28</b>	<b>13,854,324.28</b>

Fuente: Propia



Tabla N° 107: Costos de energía en el PMA

Detalle de costo de operación	KW-h	\$/KW-h	\$/mes	\$/año
Consumo de energía circuito de Flotación Total	51,327.24	0.13	6,764.93	81,179.16
Consumo de energía circuito de Flotación Cu/Pb/Zn	12,831.81	0.13	1,691.23	20,294.78
Consumo de energía circuito Cu/Pb	12,831.81	0.13	1,691.23	20,294.78
Mantenimiento			5,000.00	60,000.00
<b>Total</b>			<b>15,147.39</b>	<b>181,768.72</b>

Fuente: Propia

Finalmente, podemos observar que según el análisis económico realizado al PMC y PMA propuesto, presenta un ahorro global anual de **222,486.01 US\$**, considerando que la evaluación económica se realizó en función a los costos de energía en los circuitos de flotación, mantenimiento de los mismos y valorización de concentrados generales.

En decir que con una inversión mínima de **406,222.06 US\$** se logrará una reducción de gastos de **55.04%** en consumos de energía y mantenimientos. Además se observa que en el primer año prácticamente ha recuperado su inversión sin afectar el ingreso económico anual de producción en la planta concentradora Tamboraque.

#### **7.4. Cianuración directa del concentrado AsPy**

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 66 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se llegó a confirmar que estamos ante un mineral refractario ya que solo presenta **1.97%** de recuperación por el proceso de cianuración directa. Esto confirma la necesidad de un pretratamiento de oxidación previo a la cianuración para este tipo de mineral sulfurado refractario.

#### **7.5. Pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy + Cianuración**

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 69 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se obtuvo una recuperación de oro de **10.70%**. Esto nos demostró que el NaOH tuvo mejores resultados que la cianuración directa incrementando aproximadamente 5 veces su recuperación inicial. En ese sentido podemos notar que la matriz de arsenopirita presenta cierta docilidad a este tipo de pretratamiento químico, generando así una alternativa tentativa frente al uso de oxidación biológica que no es un proceso estable y genera altos costos operativos.

Además, se puede acotar que en esta prueba no se utilizó equipos sofisticados como inyectores de aire, molino de molienda ultra fina, entre otros; que estamos seguros, mejorarían notablemente la recuperación a un 50 a 60% fácilmente (Meng, Wu, Su, & Wang, 2003).



### 7.6. Remolienda + pretratamiento NaOH + cianuración

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 73 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se obtuvo una recuperación de oro de **8.71%**. Esto nos demostró que con una remolienda simple de 20 min. Se **redujo** el tiempo de cianuración de **48 a 24 horas**, a diferencia de la prueba anterior mejorando así la cinética de cianuración. En ese sentido pudimos notar que la matriz de arsenopirita al tener mayor área superficial de contacto con el cianuro hay mayor posibilidad de mejorar la extracción de oro cuando esta se encuentra en una granulometría fina.

Esto nos da una alternativa tentativa de poder aplicar tecnologías actuales de molienda ultra fina complementado con equipos sofisticados como inyectoras de aire, otros; que estamos seguros, mejorarían notablemente la recuperación a un 60 a 70% fácilmente.

### 7.7. Pretratamiento mezcla al concentrado AsPy + cianuración

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 76 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, se obtuvo una recuperación baja de oro de tan solo **3.03%**. Esto nos demostró que la mezcla de NaOH y  $\text{Na}_2\text{S}$ , aun a las mejores condiciones, no genera un agente lo suficientemente oxidante como para realizar un pretratamiento de oxidación a minerales sulfurados complejos o refractarios como el mineral en estudio.



Además, notamos que el hidróxido de sodio actúa mejor sin la presencia del sulfuro de sodio.

#### **7.8. Oxidación a baja temperatura + cianuración en caliente**

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 79 de la prueba realizada a la muestra representativa de concentrado de arsenopirita, la oxidación a baja temperatura solo tuvo una recuperación de oro de **5.09%**. Esto nos llevó a concluir que se puede mejorar la oxidación del mineral, pero se necesitaría optimizar los parámetros de tostación. Además, debemos tener en cuenta que a niveles elevados de temperatura, según Marsden (2006), pueden causar oclusión del oro y volver el mineral aún más refractario al proceso de cianuración.

#### **7.9. Flotación total + cianuración directa**

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 86 de la prueba realizada a la muestra representativa del mineral de cabeza, se obtuvo una recuperación de oro de **15.59%**. Esto nos demostró que una preconcentración de los sulfuros mediante la flotación total también mejora la docilidad de extracción de oro por el proceso de cianuración, el cual muestra un incremento de aproximadamente 0.5 veces el % de recuperación obtenida por cianuración directa al mineral de cabeza, el cual se encuentra alrededor de 10%.



Este resultado también nos proporciona una alternativa tentativa de poder aplicar tecnologías actuales de molienda ultra fina complementado con equipos sofisticados como inyectoros de aire, otros; que estamos seguros, mejorarían notablemente la recuperación hasta un 40 a 50%.

#### **7.10. Flotación total + pretratamiento NaOH + cianuración**

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 89 de la prueba realizada a la muestra representativa del mineral de cabeza, se obtuvo una recuperación de oro de **21.55%**. Esto nos demostró que una preconcentración de los sulfuros y su pretratamiento con NaOH, mejora considerablemente la docilidad de extracción de oro por el proceso de cianuración, el cual muestra un incremento de aproximadamente 2 veces el % de recuperación obtenida por cianuración directa al mineral de cabeza, el cual se encuentra alrededor de 10%.

Este resultado también nos proporciona una alternativa tentativa de poder aplicar tecnologías actuales de molienda ultra fina complementado con equipos sofisticados como inyectoros de aire, otros; que estamos seguros, mejorarían notablemente la recuperación hasta un 50 a 60%.

## **CONCLUSIONES**

Las pruebas experimentales realizadas en laboratorio, al mineral de cabeza y concentrado de arsenopirita de la planta concentradora Tamboraque, han determinado que la alternativa más viable sería el PMA propuesto por la presente investigación, demostrando satisfactoriamente las hipótesis planteadas por la investigación.

Las conclusiones más resaltantes encontradas por la investigación fueron las siguientes:

1. Una evaluación sistematizada de los procesos alternativos aplicables y operaciones actuales de la planta concentradora Tamboraque, logró identificar un proceso metalúrgico alternativo que mejoró las condiciones ambientales técnicas y económicas para el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro de la mina Coricancha, este **PMA** consistió de una **flotación total de sulfuros en una primera etapa y luego una flotación diferencial en la segunda etapa**, obteniendo una **reducción del volumen de tratamiento de 76.82%** sin minimizar la producción y la calidad de los concentrados obtenidos por el PMC.



2. El análisis de caracterización, cianuración directa del concentrado de arsenopirita (1.97 % de recuperación de oro) y estudios previos realizados a minerales sulfurados refractarios de oro, pudimos concluir claramente que el **mineral** en estudio, **de la mina Coricancha**, es complejo o también denominado **refractario** a los procesos convencionales. Es decir, el **oro** se encuentra **finamente diseminado** en la **matriz sulfurada** de arsénico en su gran mayoría y probablemente parte de esta se encuentre en solución sólida.
3. El proceso metalúrgico alternativo propuesto logró reducir el consumo de reactivos químicos tóxicos usados en las operaciones de los circuitos de flotación de **59,231.76** a **12,848.49 Kg/mes** que presentan el PMC y PMA respectivamente, generando así una reducción del **78.31 %**. Además, el **relave general** producto del **PMA** solo contiene la presencia mínima de **4 reactivos tóxicos** en su relave general, a diferencia del **relave general** del **PMC** que presenta un total de **11 reactivos tóxicos**, haciendo una reducción del impacto ambiental en un **63.64%**.
4. Respecto al volumen de agua que es captada del río Rímac para las operaciones metalúrgicas de flotación (etapa de mayor consumo en la planta concentradora Tamboraque) por el PMC y PMA son de **408 m<sup>3</sup>/día** y **180 m<sup>3</sup>/día** respectivamente, generando una reducción del **55.85 %**, siendo una alternativa muy atractiva y amigable al ambiente.

5. En cuanto al aspecto técnico podemos notar que al aplicar el **PMA** propuesto por la investigación **logró eliminar una de las operaciones metalúrgicas**, para el tratamiento de minerales sulfurados complejos de oro, **el circuito de flotación de Py/AsPy** obteniéndose directamente como producto de la flotación bulk de Cu/Pb/Zn. Además, analizando la ley de oro presente en el relave se logró recuperar alrededor **del 2% del contenido de oro** del relave del PMC al utilizar el PMA propuesto.
  
6. Finalmente podemos concluir que según el análisis del **costo de capital** la inversión realizada en la adquisición de equipos de los circuitos de flotación para el PMC y PMA ascienden a una suma total de **2'031,160.73 US\$** y **406,160.73 US\$** respectivamente obteniendo un ahorro del **80%** en inversión realizada. Así mismo, según el análisis del **costo operativo** se logró obtener un ahorro global anual de **222,486.01 US\$**, en función a los gastos de energía en los circuitos de flotación, mantenimiento de los mismos y valorización de concentrados generales, generando una reducción de 55.04% en dichos gastos.



## RECOMENDACIONES

La presente investigación logró resultados importantes y significativos, pero aún queda mucho por investigar. En este sentido, los tesisas presentan algunas recomendaciones importantes para futuras investigaciones en el tratamiento de minerales sulfurados complejos de oro.

1. La presente investigación alcanzó realizar la flotación total hasta la primera etapa, quedando la flotación diferencial de la segunda etapa, del PMA propuesto, como una alternativa teórica ya que no se contaba con mayor presupuesto para los análisis respectivos. En este sentido recomendamos realizar la flotación diferencial a nivel de laboratorio, así mismo un estudio detallado del grado de refractariedad con respecto a los procesos mencionados utilizando un examen DL (Diagnostic Leaching) al mineral de cabeza para cada proceso y compararlos.
2. El análisis de caracterización es un estudio de gran importancia para el estudio de minerales problema. En este sentido se recomienda realizar un análisis de microscopía electrónica determinar exactamente como se encuentra la microestructura de las micropartículas de oro en los diferentes productos polimetálicos y especialmente en el concentrado de arsenopirita.

3. En la evaluación ambiental realizada en la presente investigación se logró reducir el consumo de reactivos tóxicos en las operaciones de los circuitos de flotación y la presencia de los mismos en el relave general, pero no se llegó a determinar el grado del impacto ambiental. En este sentido recomendamos realizar un análisis químico de los diferentes productos obtenidos de las operaciones de extracción de oro en función a los compuestos tóxicos y nocivos al ambiente.
4. Respecto al volumen de agua que es captada del río Rímac para las operaciones metalúrgicas de flotación se recomienda realizar un balance general y análisis químico del mismo, desde su ingreso hasta su salida en las diferentes operaciones metalúrgicas de extracción.
5. En cuanto al aspecto técnico se recomienda realizar una optimización de las variables y parámetros encontrados en la presente investigación, con el objeto de mejorar aún más la calidad de los concentrados y sus respectivas recuperaciones; obteniendo también las diferentes curvas de extracción del metal valioso (oro) en las diferentes etapas.
6. Finalmente recomendamos realizar una evaluación económica más detalla considerando la totalidad de los equipos que utilizaría el PMA propuesto seguido de una prueba piloto, del cual obtendremos los datos para el diseño final de la planta.



## BIBLIOGRAFÍA

- Alva Hurtado, J. E. (2012). Estabilización de Tamboraque. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Aramburú Rojas, V. S. (2011). *Laboratorio de Preparación Mecánica de Minerales*. Lima: UNMSM.
- Azañero Ortiz, Á. (2011). *Laboratorio de Hidrometalurgia de los Metales Preciosos*. Lima: UNMSM.
- Beltrán, H. (Octubre de 2013). Perspectivas de la Minería en Latinoamérica. Panamá: Resources Newsletter.
- BIOX®. (2012).
- Ciminelli. (1987). Oxidation of pyrite in alkaline solutions and heterogeneous equilibria of sulfur- and arsenic-containing minerals in cyanide solutions. Pennsylvania, USA.
- Eco Refractory Solution DMI . (2012). *Refractory Gold Process*. Recuperado el 24 de Junio de 2012, de [http://www.ecorefractory.com/ERS-DMI\\_RefractoryGoldProcess.pdf](http://www.ecorefractory.com/ERS-DMI_RefractoryGoldProcess.pdf)
- Egas Saenz, J. Á. (1985). *Evaluación de Plantas concentradoras*. Lima: 1° Edición.
- El Comercio. (27 de Setiembre de 2013). *El Comercio.pe*. Recuperado el 27 de Setiembre de 2013, de <http://elcomercio.pe/economia/1636715/noticia-peru-escala-al-puesto-ranking-mundial-produccion-minera>



- Ellis. (2004). Ultra Fine Grinding - A Practical Alternative to Oxidative Treatment of Refractory Gold Ores. Kalgoorlie, Australia.
- Fairley, L. M. (1976). *A Survey of Conventional and Novel Processes*. London.
- Groza, N., & Filcenca, A. (2008). Application of the BIOX Process to the Pretreatment of Refractory Sulphide Gold Ores and Concentrates in Order to Increase Au and Ag Recovery Rate in Hydrometallurgical Extraction Process. Rumania: Rumania Chem. Bull.
- ITGE. (1991). Minería Química. España: ISBN: 234-91-014-2.
- Joe ZHOU, Bruce JAGO, Chris MARTIN. (2004). Establishing the Process Mineralogy of Gold Ores. TECHNICAL BULLETIN.
- Marsden, H. (2006). The Chemistry of Gold Extraction. London: Ellis Horwood Ltd.
- MEM. (2012). *PERU 2012: Anuario Minero - Reporte Estadístico*. Lima.
- Meng, Y., Wu, M., Su, S., & Wang, L. (2003). Intensified alkaline leaching pretreatment of refractory gold concentrates at common temperature and pressure. Shenyang, China: Chinese Academy of Sciences.
- Metso Perú S.A. (2013).
- Misari Chuquipoma, F. S. (2010). Metalurgia del Oro. En F. S. MISARI CHUQUIPOMA, *Metalurgia del Oro* (págs. 297-407). Lima, Lima, Perú: San Marcos.
- Nagy, I., Mrkucic, P., & McCulloch, H. (1969). Tratamiento Químico de Menas Refractarias de Oro. Randburg.
- Nyrstar. (2012). *Leyes de cabeza - Febrero*. Lima.



- Nyrstar Minera San Juan. (2012). Proyecto Tamboraque de Biotecnología: Una experiencia exitosa en Perú. Lima, Perú.
- Nyrstar, M. S. (2012). *Memoria Descriptiva de Operaciones*. Lima.
- Ñaupas Paitán, H., Mejía Mejía, E., Novova Ramírez, E., & Villagómez Paucar, A. (2011). *Metodología de la Investigación Científica y Asesoramiento de Tesis*. (H. Ñaupas Paitán, Ed.) Lima, Lima, Perú: CEPREDIM.
- P. Kearns, D., & W. Shield, J. (1996). Lowering the Threshold for Refractory Gold Deposits with New Biooxidation Technologies. Las Vegas, USA: MINExpo International '96.
- Pérez Honores, C. J., & Villachica León, C. (2003). Beneficio Económico de Minerales Auríferos. *Instituto Geológico Minero y Metalúrgico*(6).
- Robinson, J. (1988). The extraction of gold from sulphidic concentrates by roasting and cyanidation. Inst. Min. Metal.
- Rusanen, L., Aromaa, J., & Forsen, O. (2012). Pressure Oxidation of Pyrite-Arsenopyrite Refractory Gold Concentrate.
- Vilca Achata, S. (12-16 de Setiembre de 2011). PERUMIN 30 - Ministerio de Energía y Minas. *PERU - Gestión y Política Minera 2011 - 2016*. Arequipa, Arequipa, Perú.
- Villachica, C. (2012). Reingeniería de la Flotación Polimetálica. Lima: I Encuentro Metalúrgico.
- Villachica, C., & Loayza. (1978). Uso de carbón activado en flotación. Chile: Seminario Latinoamericano de Flotación.
- Whincup, P., & Binks, M. (2004). *Bac-Min 2004 Conference*.



Wong W., L. E., & Arun S., M. (2009). Gold Extraction and Recovery Processes.  
Singapore.

Zhang, S. (2004). *Oxidation of refractory gold concentrates and simultaneous dissolution of gold in aerated alkaline solutions*. Western Australia, Australia.



## ANEXOS DEL CAPÍTULO III

### 3.1. Plan del proyecto de investigación

		UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS (Universidad del Perú, DECANA DE AMÉRICA) VICERRECTORADO DE INVESTIGACIÓN CONSEJO SUPERIOR DE INVESTIGACIONES								
<b>Fondo de Promoción de Trabajo de Tesis de Pregrado 2012</b>										
<b>PROPUESTA DE TESIS</b>				..... Código de Estudio..... <table border="1" style="margin: auto;"><tr><td style="width: 20px; height: 20px;"></td><td style="width: 20px; height: 20px;"></td><td style="width: 20px; height: 20px;"></td><td style="width: 20px; height: 20px;"></td><td style="width: 20px; height: 20px;"></td><td style="width: 20px; height: 20px;"></td></tr></table> ..... (señalar).....						
<b>I. Información General del Proyecto</b>										
1.1. Título:										
Estudio Metalúrgico para el Procesamiento de Minerales Sulfurados de Oro y Cobre.										
1.2. Facultad	FIGMMG									
1.3. Programa de Investigación por Área y Facultad (Ver anexo 1)	Programa: Ingeniería de metalurgia		Código: 000.							
1.4. Línea de Investigación propuesta por el CBI (Ver anexo 2)	Línea: Oros		Código: 001.1.							
1.6. Monto solicitado al VRI	2000	1.7. Monto de otras fuentes								
1.8. Fechas del estudio	a) Inicio:	Marzo	b) Término:	Diciembre						
1.7. Resumen Ejecutivo Breve descripción del proyecto (máximo 200 palabras) indicando objetivos, resultados esperados y unidades participantes										
<p>A nivel mundial y a través de los siglos, el oro ha sido considerado una fuente económica altamente rentable y valorada por distintas civilizaciones, debido a su elevada estimación, condición no renovable y ligera presencia en los diferentes yacimientos del oro.</p> <p>A pesar de su importancia, a nivel nacional los minerales que se producen en grandes volúmenes son el cobre, plomo y zinc en forma de sulfuros, dentro los cuales se encuentra combinada la presencia del oro, principalmente en el caso del cobre. El tratamiento del oro de estos minerales es complicado por ser el cobre un agente cloruro, de allí la importancia de realizar el estudio metalúrgico del procesamiento de estos minerales para separar oro y cobre, de tal manera que su tratamiento sea económicamente rentable.</p> <p>El objetivo del estudio está orientado a caracterizar la muestra, separar el oro del cobre, de manera que ambos sean comercializables y a la vez generando el menor impacto ambiental posible.</p> <p>La muestra de estudio es el Yacimiento Minero Coricancha, ubicado en la provincia de San Marcos, región de Lima. Los resultados obtenidos harán posible incentivar la explotación de yacimientos similares que generarán más puestos de trabajo, incrementando el nivel de vida de la comunidad en los alrededores y generando una cadena productiva que creará nuevas negocios complementarios a la minería (transporte, comercio, etc.), con el fin de contribuir en la reducción de los altos índices de pobreza existentes en esta zona marginada.</p>										

**3.2. Carta de compromiso**

**CARTA DE COMPROMISO PARA ASESORÍA DE TESIS DE  
PREGRADO**



Conste por el presente documento que: Yo **VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS**, identificado con DNI N° **08608364**, con Código de Docente N° **096377**, Profesor Asociado de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica, con respeto me presento y digo:

Que, según Resolución Rectoral N° **04635-R-12**, y Código de Proyecto de Tesis N° **121601027**, estoy de acuerdo ser **ASESOR** responsable de la Tesis de Investigación llevada a cabo por los tesisistas: **LUIS ALBERTO SÁNCHEZ QUISPE** y **EDWAR WILMER VILLAVICENCIO JAIMES**, identificados con DNI N° **70440174** y N° **45144401** respectivamente, bachilleres en Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

En señal de Conformidad y de aceptación firmo la presente Carta de Compromiso.


C.U. 26 de junio del 2013

Mg. Vidal Sixto Aramburú Rojas  
DNI N° 08608364

  
Bach. Luis Alberto Sánchez Quispe  
DNI N° 70440174  
Bach. Edwar Wilmer Villavicencio Jaimes  
DNI N° 45144401

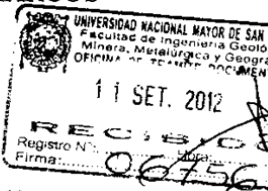


### 3.3. Resolución rectoral



**UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS**  
Universidad del Perú, DECANA DE AMÉRICA

**RECTORADO**



**Lima, 04 de septiembre del 2012**  
**Se ha expedido:** **RESOLUCION RECTORAL N° 04635-R-12**

**Lima, 28 de agosto del 2012**

Visto el Expediente, con Registro de Mesa de Partes General N° 08837-SG-12 del Vicerrectorado de Investigación, sobre Trabajos de Tesis de Pregrado.

**CONSIDERANDO:**  
Que mediante Resolución Rectoral N° 05680-R-08 de fecha 03 de diciembre del 2008, ratificada por el Consejo Universitario en su sesión de fecha 20 de marzo del 2009, según Resolución Rectoral N° 01713-R-09 de fecha 22 de abril del 2009, se aprobó el nuevo "Reglamento de Actividades de Investigación de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos";

Que con Oficio N° 815-VRI-2012, el Vicerrectorado de Investigación remite para su aprobación catorce (14) Trabajos de Tesis de Pregrado de las Facultades de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica y Ciencias Administrativas, los mismos que serán financiados de la siguiente forma: por el citado Vicerrectorado el monto total de S/ 4,000.00 nuevos soles y por la referida Facultad, el monto total de S/ 24,000.00 nuevos soles, en el periodo 2012;

Que la Oficina General de Planificación mediante Oficio N° 3132-OGPL-2012 y la Dirección General de Administración con Proveído s/n de fecha 15 de agosto del 2012, emiten opinión favorable; y,

Estando dentro de las atribuciones conferidas al señor Rector por la Ley Universitaria N° 23733, el Estatuto de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos y sus modificatorias;

**SE RESUELVE:**

1° Aprobar catorce (14) Trabajos de Tesis de Pregrado de las Facultades que se indica, los cuales serán financiados por la Universidad Nacional Mayor de San Marcos en el periodo 2012, según anexo que en fojas cuatro (04) forma parte de la presente Resolución:

FACULTAD	N° DE PROYECTOS DE TESIS	MONTO FINANCIADO POR EL VRI (nuevos soles)	MONTO FINANCIADO POR LA FACULTAD (nuevos soles)
Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica	02	S/ 0.00	S/ 4,000.00
Ciencias Administrativas	12	S/ 4,000.00	S/ 20,000.00
<b>TOTAL</b>	<b>14</b>	<b>S/ 4,000.00</b>	<b>S/ 24,000.00</b>


2° Encargar a la Dirección General de Administración y al Vicerrectorado de Investigación, el cumplimiento de la presente Resolución Rectoral.

**Regístrese, comuníquese, publíquese y archívese (fdo) Antonia Florencia Castro Rodríguez Revilla (e) (fdo) Eddy Luz Juárez Severino, Secretario General de la que**  
**para conocimiento y demás fines.**  
**Atentamente,**

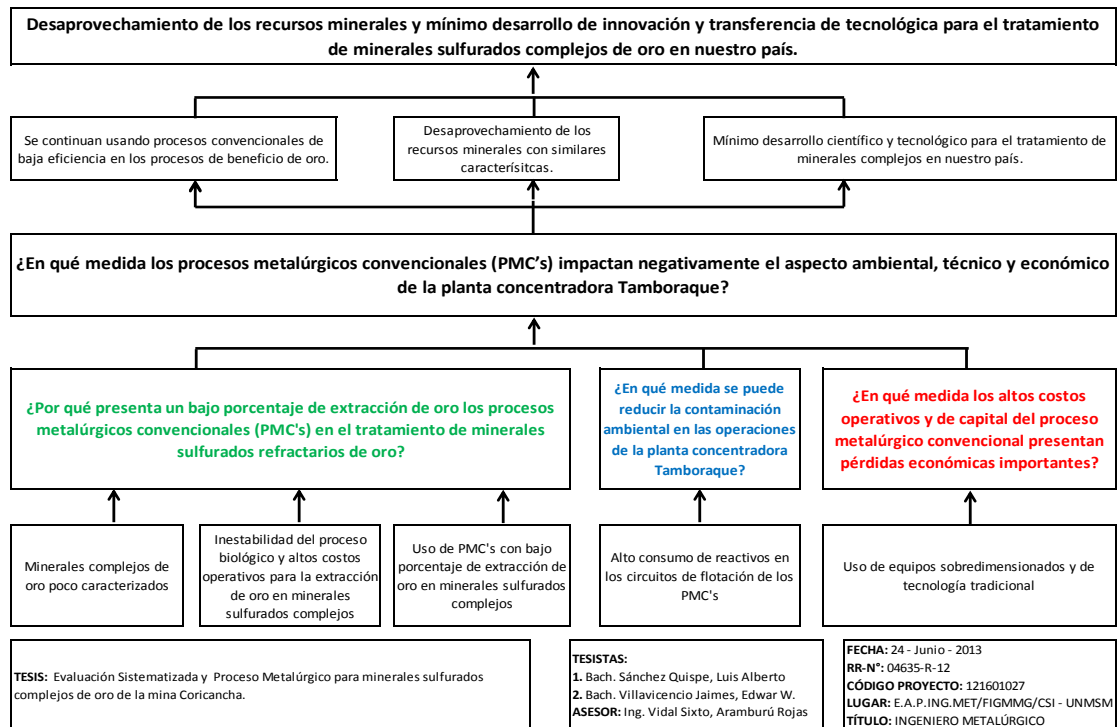
**13 SET. 2012**

**SECRETARIA GENERAL**

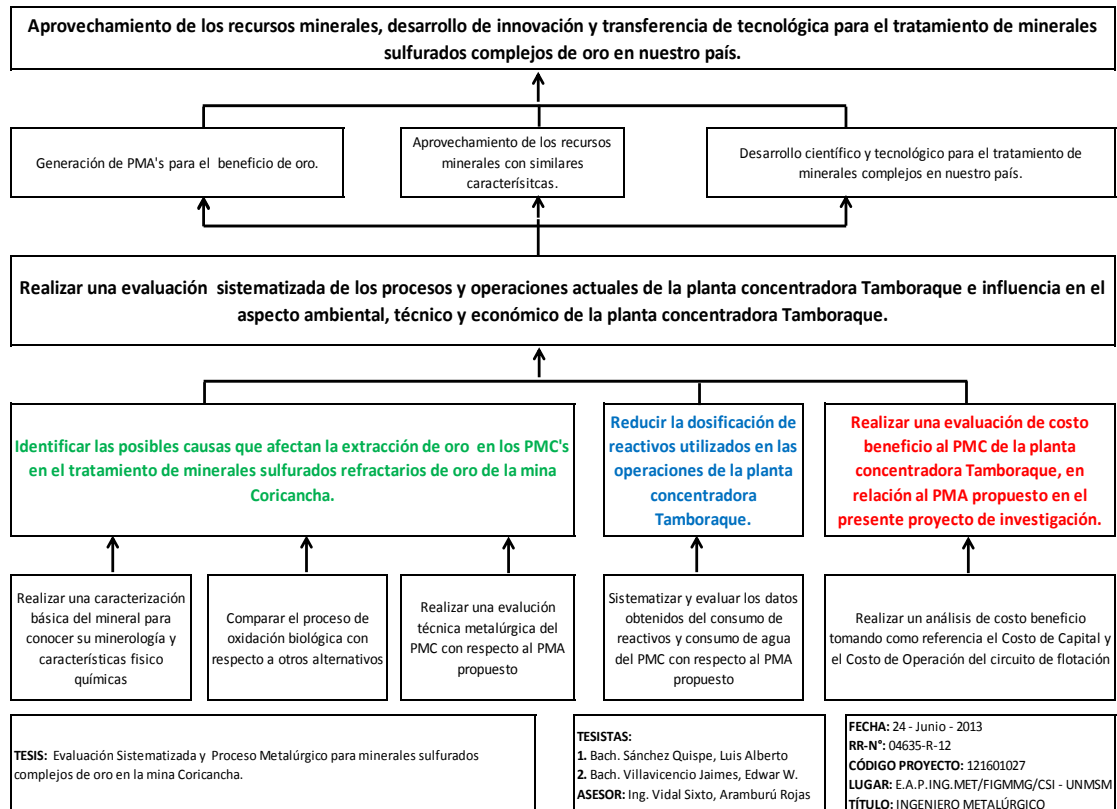
**BEATRIZ EL NABO**  
Jefa de la Secretaría de Administración



### 3.4. Árbol de problemas



### 3.5. Árbol de objetivos





### 3.6. Matriz de consistencia

<b>TESIS:</b> 1. Bach. Sánchez Quispe, Luis Alberto 2. Bach. Villavicencio Jaimes, Edwar W. <b>ASESOR:</b> Ing. Vidal Sixto, Aramburú Rojas			<b>FECHA:</b> 24 - Junio - 2013 <b>RR-N°:</b> 04635-R-12 <b>CÓDIGO PROYECTO:</b> 121601027 <b>LUGAR:</b> E.A.P.ING.MET/FIGMMG/CSI - UNMSM <b>TÍTULO:</b> INGENIERO METALÚRGICO		
<b>PROBLEMAS</b>  <b>PROBLEMA GENERAL</b> ¿En qué medida los procesos metalúrgicos convencionales (PMC's) impactan negativamente el aspecto ambiental, técnico y económico de la planta concentradora Tamboraque?	<b>OBJETIVOS</b>  <b>OBJETIVO GENERAL</b> Realizar una evaluación sistematizada de los procesos y operaciones actuales de la planta concentradora Tamboraque e influencia en el aspecto ambiental, técnico y económico de la planta concentradora Tamboraque.	<b>JUSTIFICACION</b> El notable crecimiento económico que ha alcanzado el Perú en los últimos años, es sustentado en una economía de libre mercado con importante participación del sector privado tanto nacional como extranjero, invirtiendo en las principales actividades económicas del país, ubicado entre los primeros productores mundiales de plata, cobre, oro y plomo, como se muestra en la Tabla N° 3.(Beltrán, 2013).  En ese contexto, el sector minero juega un papel muy importante, ya que representa el 75% de las inversiones totales que se realizan en nuestro país (MEM, 2012), haciendo que la participación del Perú en la producción minera mundial subiera dos puestos hacia adelante, a diferencia de la posición el 2010, como se muestra en la Tabla N° 4. Sin embargo, la recuperación de valores metálicos en minerales refractarios de oro es latente y en crecimiento a nivel nacional, ya que los minerales oxidados presentes en la parte superficial de la corteza y que aplican a PMC's se están agotando (Misari Chuquipoma, 2010).  Encontrándonos hoy en día como sulfuros complejos, los cuales se vuelven refractarios a este tipo de procesos.	<b>HIPOTESIS</b>  <b>HIPÓTESIS GENERAL</b> Con una evaluación sistematizada de los procesos y operaciones actuales de la planta concentradora Tamboraque, se logrará identificar un PMA que mejore las condiciones ambientales, técnicas y económicas en la extracción de los minerales sulfurados refractarios de oro de la mina Coricancha.	<b>VARIABLES</b>	<b>INDICADORES</b>
<b>PROBLEMA ESPECÍFICO 1</b> ¿Por qué presenta un bajo porcentaje de extracción de oro los procesos metalúrgicos convencionales (PMC's) en el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro?	<b>OBJETIVO ESPECÍFICO 1</b> Identificar las posibles causas que afectan la extracción de oro en los PMC's en el tratamiento de minerales sulfurados refractarios de oro de la mina Coricancha.	<b>HIPÓTESIS ESPECÍFICA 1</b> Al realizar una evaluación sistematizada de los PMC's y PMA's al mineral sulfurado refractario de oro de la mina Coricancha a nivel de laboratorio encontraremos las principales causas que afectan la extracción de oro en este tipo de minerales.	<b>UNIVERSO</b> Mineral proveniente de la mina Coricancha, distrito San Mateo de Huanchor, provincia Huarochirí, región Lima. Concentrado de Arsenopirita de la Planta Tamboraque.  <b>MUESTRA</b> M-Cabeza: Compósito del Laboratorio Metalúrgico (Feb-2012). M-Concentrado: Compósito de AsPy del Laboratorio Metalúrgico (Feb-2012).  <b>EQUIPOS</b> Chancadora Quijada Chancadora de Rodillos Molino de Bolas Equipo de Cianuración por Agitación en botellas Celdas de Flotación Horno de Secado Equipo de Tamizaje Equipo de Filtración al Vacío Equipo para Tostación de Sulfuros  <b>INSTRUMENTACIÓN</b> Microscopio Mineralográfico Difractómetro de Rayos X Análisis Químico  <b>MATERIALES</b> EPPs Reactivos químicos Materiales de vidrio y plásticos Brochas y sobres Cintas de Embalaje  <b>METODOLOGÍA</b> PMBOK MML Diseño Experimental Pruebas estandarizadas a nivel de laboratorio	• Contenido Metálico • Ley	• Consumo de reactivos • Volúmenes de agua captadas del río
<b>PROBLEMA ESPECÍFICO 2</b> ¿En qué medida se puede reducir la contaminación ambiental en las operaciones de la planta concentradora Tamboraque?	<b>OBJETIVO ESPECÍFICO 2</b> Reducir la dosificación de reactivos utilizados en las operaciones de la planta concentradora Tamboraque.	<b>HIPÓTESIS ESPECÍFICA 2</b> Al aplicar el PMA propuesto, logrará reducir la presencia reactivos químicos contaminantes en el relave y el consumo de agua utilizados en las operaciones de la planta concentradora Tamboraque.	• g/Tm, • m3/día	• Costo de capital • Costo de operación	• US\$ de ingresos • US\$ de inversión
<b>PROBLEMA ESPECÍFICO 3</b> ¿En qué medida los altos costos operativos y de capital del proceso metalúrgico convencional presentan pérdidas económicas importantes?	<b>OBJETIVO ESPECÍFICO 3</b> Realizar una evaluación de costo beneficio al PMC de la planta concentradora Tamboraque, en relación al PMA propuesto en el presente proyecto de investigación	<b>HIPÓTESIS ESPECÍFICA 3</b> El PMA propuesto por la presente investigación mejora la rentabilidad de las operaciones en la planta concentradora Tamboraque.	• Costo de capital • Costo de operación	• US\$ de ingresos • US\$ de inversión	• US\$ de ingresos • US\$ de inversión







### 3.8. Cronograma de actividades y presupuesto

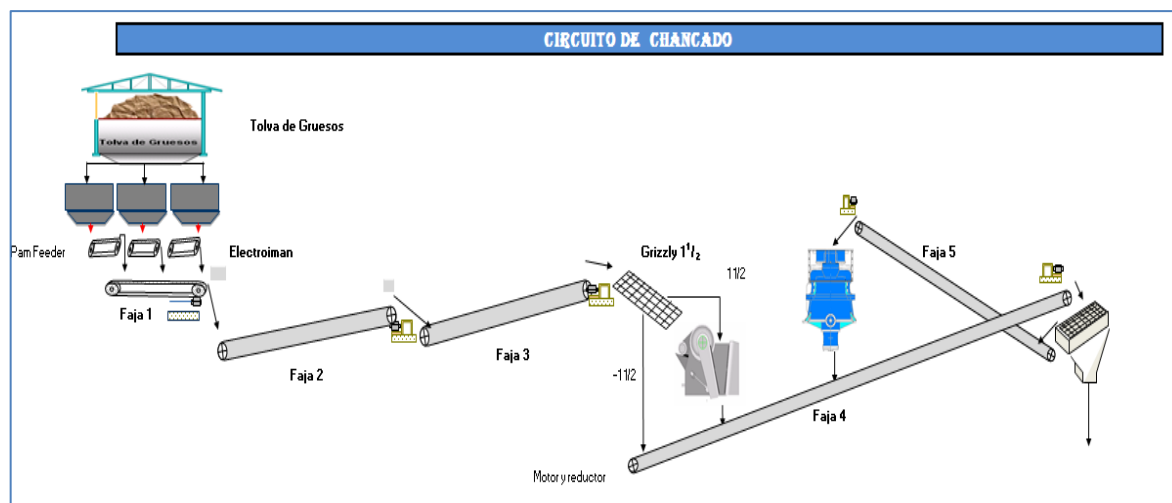
PERIODO		2012												2013												COSTO	
Tarea a desarrollar		Duración	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	(S/.)
1.	INICIACIÓN	35 días																									150.00
2.	Acta de Constitución	3 sem.																									100.00
3.	Identificación de Interesados	1 ms																									50.00
4.	PROCESO DE PLANIFICACIÓN	220 días																									450.00
5.	Plan de Trabajo	2 mss																									60.00
6.	Recopilación de Requisitos	4 mss																									10.00
7.	Definición de Alcance	2 mss																									40.00
8.	Formulación de la EDT	2 mss																									40.00
9.	Definición de Actividades	2 mss																									60.00
10.	Secuencia de Actividades	2 mss																									60.00
11.	Ajuste de Recursos y Tiempos	3 mss																									20.00
12.	Desarrollo del Cronograma de Actividades	3 mss																									20.00
13.	Planificación de la Calidad	2 mss																									60.00
14.	Plan de Recursos Humanos	2 mss																									40.00
15.	Identificación y Análisis de Riesgos	3 mss																									40.00
16.	PROCESO DE EJECUCIÓN	720 días																									2,340.00
17.	Dirigir y gestionar	36 mss																									20.00
18.	Aseguramiento de la Calidad	36 mss																									20.00
19.	Adquirir el Equipo del Proyecto	2 mss																									200.00
20.	Desarrollo del Equipo	8 mss																									600.00
21.	Distribución de la Información	6 mss																									500.00
22.	Efectuar Adquisiciones	6 mss																									1,000.00
23.	PROCESO DE SEGUIMIENTO Y CONTROL	545 días																									3,580.00
24.	Entregable 1: Informe de Caracterización Geológica	1 sem.																									860.00
25.	Entregable 2: Informe de Analisis Químico	1 sem.																									1,500.00
26.	Entregable 3: Informe de Caracterización Físico-Química	1 sem.																									200.00
27.	Entregable 4: Informe de Caracterización Metalúrgica	1 sem.																									400.00
28.	Entregable 5: Informe de Tecnología Propuesta	2 sem.																									60.00
29.	Entregable 6: Informe de Análisis de Resultados	3 sem.																									60.00
30.	Entregable 7: Informe Final de Proyecto	1 ms																									500.00
31.	PROCESO DE CIERRE	40 días																									400.00
32.	Cierre del Proyecto	4 sem.																									200.00
33.	Cierre de Adquisiciones	4 sem.																									200.00
SUB TOTAL																											6,920.00
IGV ( 18%)																											1,245.60
TOTAL																											8,165.60

CSI-UNMSM	PROPIA
5%	408.28
GASTOS DE GESTIÓN	
0.00	408.28
33%	2,694.65
EQUIPOS Y BIENES DURADEROS	
400.00	2,294.65
5%	408.28
CONSULTORÍAS	
0.00	408.28
0%	0.00
HONORARIOS	
0.00	0.00
10%	816.56
OTROS GASTOS ELEGIBLES	
200.00	616.56
8%	653.25
PASAJES Y VIÁTICOS	
0.00	653.25
10%	816.56
MATERIALES E INSUMOS	
600.00	216.56
25%	2,368.02
SERVICIOS	
800.00	1,568.02
COMPROBACIÓN	
24.49%	75.51%
2,000.00	6,165.60
8,165.60	100%
FINANCIAMIENTO	
CSI - UNMSM	PROPIA
1,684.92	5,225.08
305.08	940.52
2,000.00	6,165.60

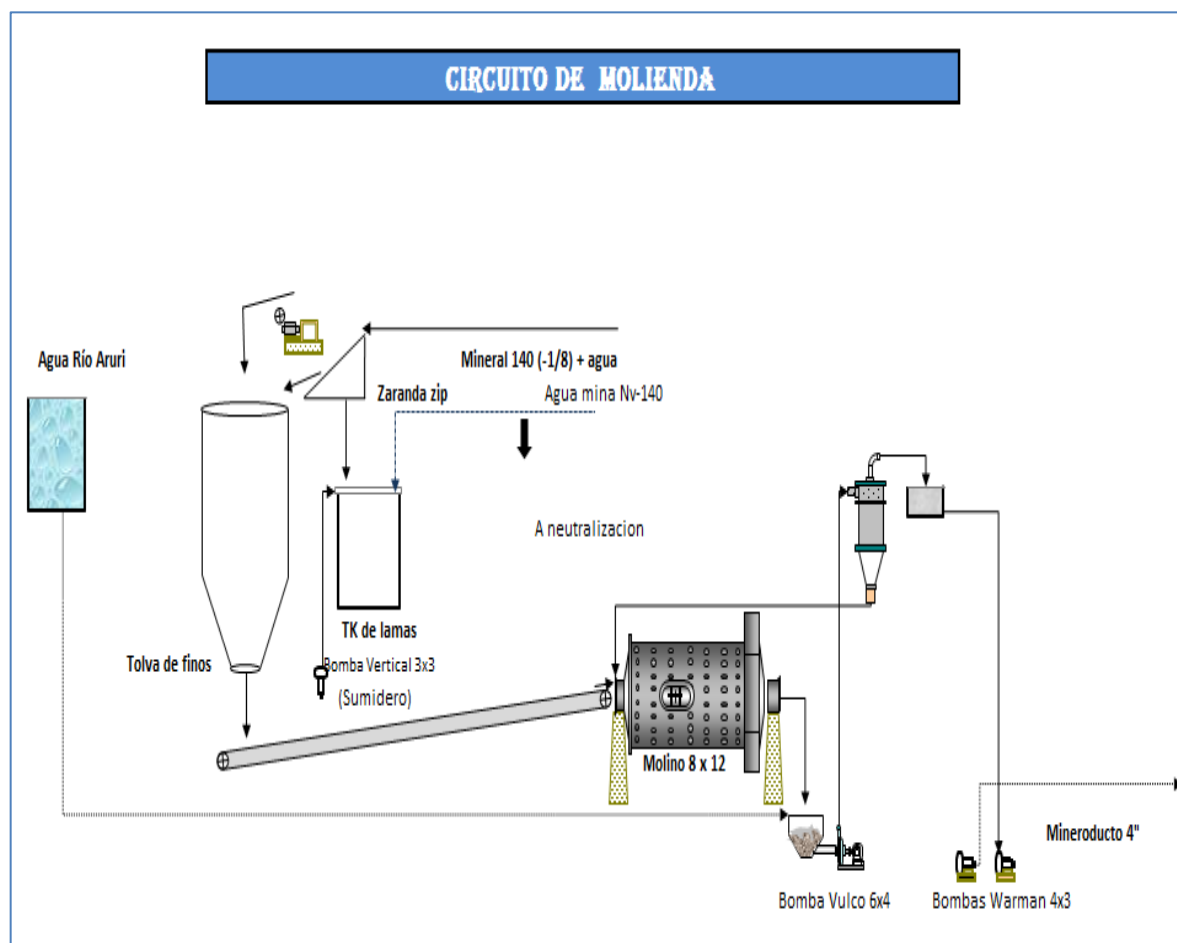




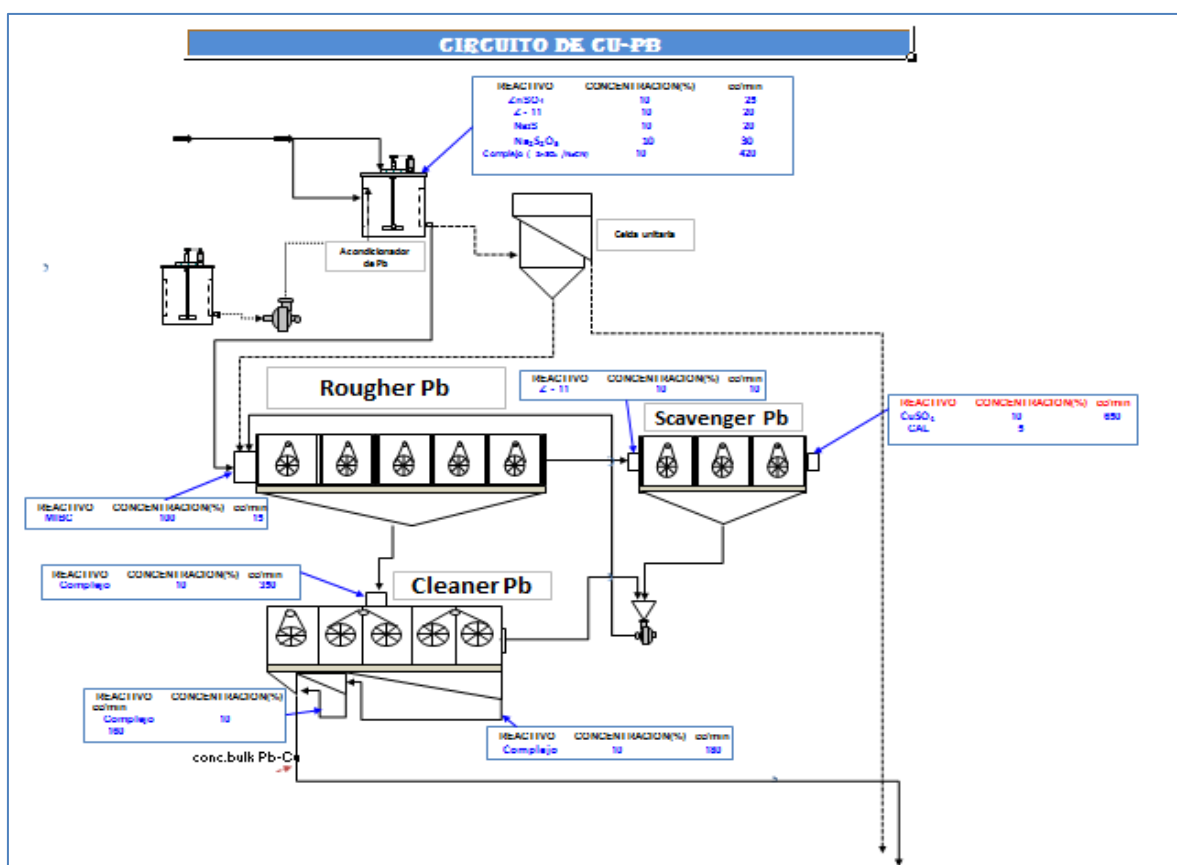
## 5.2. Diagrama de flujo del circuito de Chancado



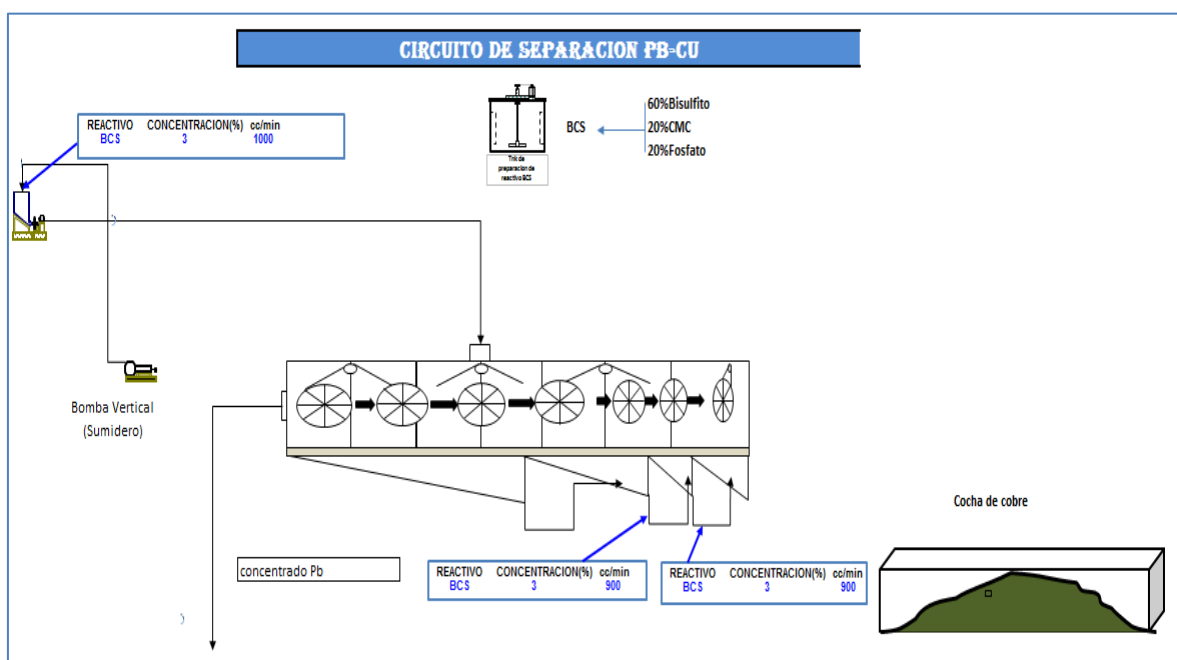
## 5.3. Diagrama de flujo del circuito de Molienda



#### 5.4. Diagrama de flujo del circuito de Cu/Pb



#### 5.5. Diagrama de flujo del circuito de separación Cu-Pb



[illegible]

**CIRCUITO DE FLOTACION BULK ASPY-PY**

**Reactivos para Acondicionador AsPy-Py:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
GUSC	10	100
AIN/NAH	100	1.5
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	90	100

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	100
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

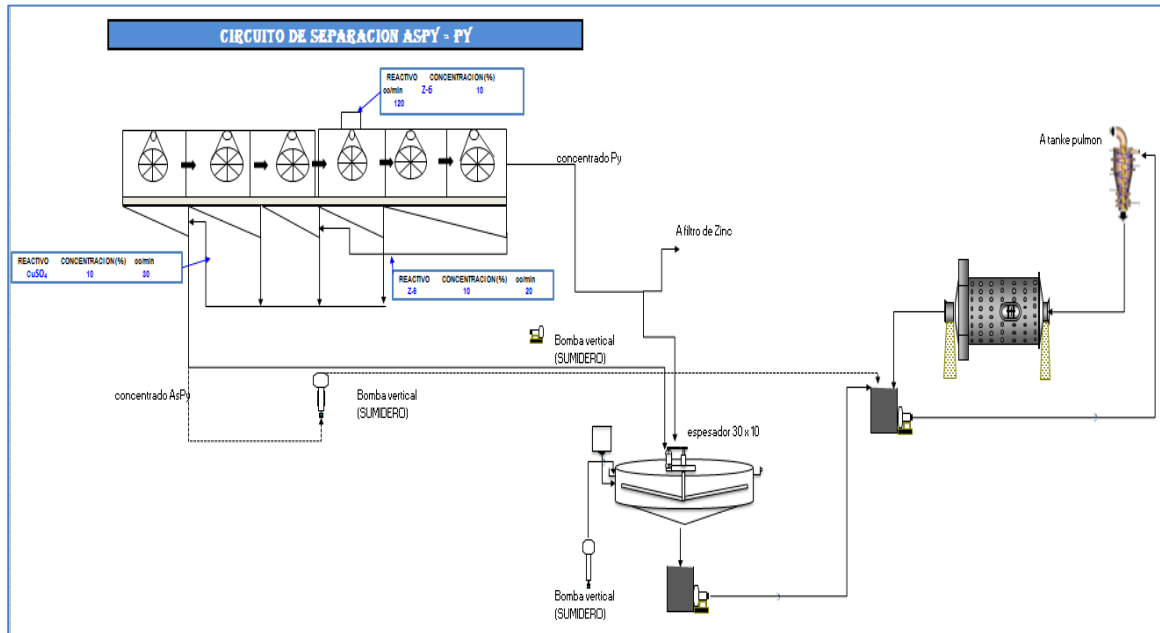
REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	50
WSC	100	20

**Reactivos para Flotación:**

REACTIVO	CONCENTRACION (%)	ppm
Z-4	10	10
WSC	100	10

**Reactivos para Flotación:**

## 5.8. Diagrama de flujo del circuito de separación Py-AsPy





## ANEXOS DEL CAPÍTULO VI

### 6.1. Equipos y materiales

Chancadora de quijada



Chancadora de rodillos



Celda de flotación



Ro-Tap



Molino de bolas



Equipo de cianuración por agitación





Celda de flotación



Ro-Tap



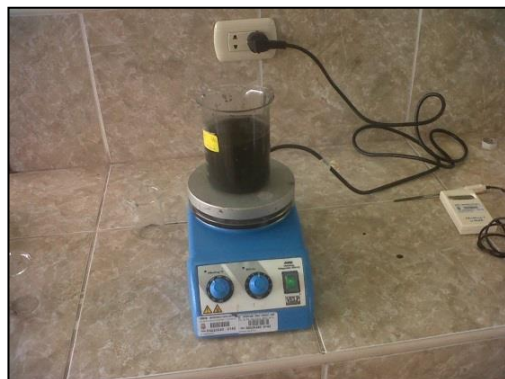
Horno de secado



Balanza digital



Agitador magnético con temperatura



Equipo de tostación con atmosfera controlada





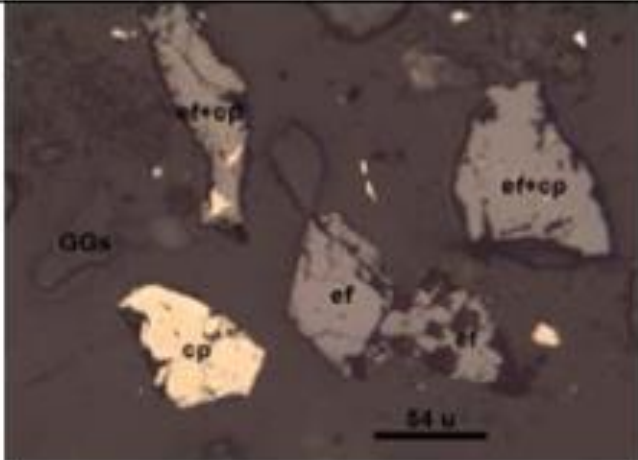
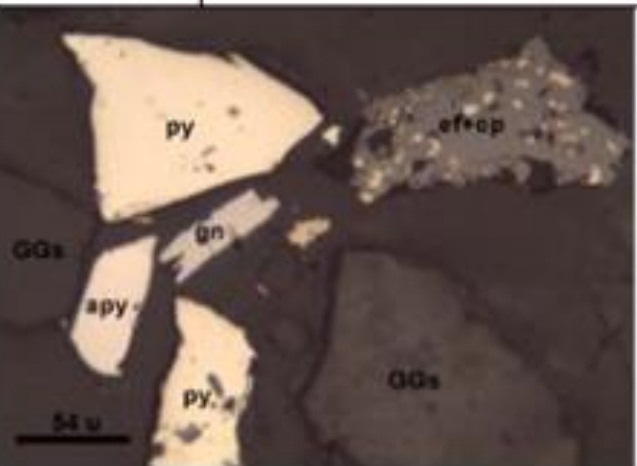
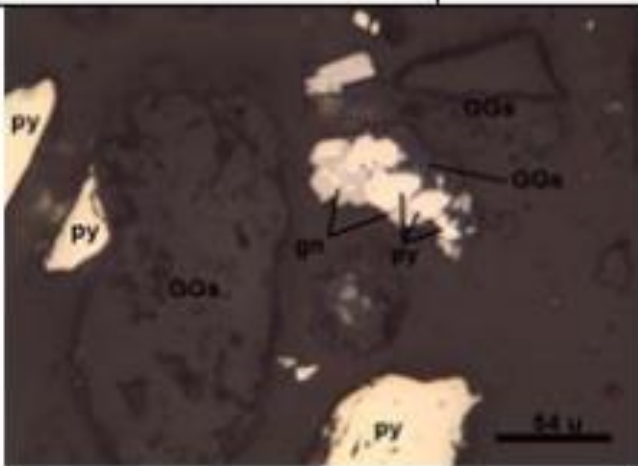
## 6.2. Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa

MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
Partículas Libres		3569	96.77	
ef-gn	1al	1	0.03	Fácil
ef-cp	1dll	18	0.49	Imposible
	1el	3	0.08	Muy difícil a imposible
	1ell	12	0.33	Muy difícil a imposible
ef-py	1al	9	0.24	Fácil
	1bll	3	0.08	Moderadamente fácil
ef-GGs	1al	3	0.08	Fácil
	1bIV	3	0.08	Moderadamente fácil
gn-cp	1al	2	0.05	Fácil
gn-tn	1bl	3	0.08	Moderadamente fácil
gn-py	3dll	2	0.05	Muy difícil a imposible
gn-apy	1al	1	0.03	Fácil
cp-tn	1bIV	3	0.08	Moderadamente fácil
tn-py	1bll	3	0.08	Moderadamente fácil
	4cl	6	0.16	Muy difícil a imposible
tn-apy	1el	3	0.08	Muy difícil a imposible
py-apy	1al	3	0.08	Fácil
py-GGs	1bl	3	0.08	Moderadamente fácil
	1ell	3	0.08	Muy difícil a imposible
apy-GGs	1bl	3	0.08	Moderadamente fácil
	1dll	6	0.16	Imposible
	1el	3	0.08	Muy difícil a imposible
ef-gn-cp	1dll	1	0.03	Imposible
ef-gn-py	1bIV	3	0.08	Moderadamente fácil
ef-cp-tn	1bll	3	0.08	Moderadamente fácil
ef-cp-py	1bll	3	0.08	Moderadamente fácil
ef-cp-apy	1bll	3	0.08	Moderadamente fácil
	1dll	3	0.08	Imposible
ef-tn-py	1bll	3	0.08	Moderadamente fácil
ef-py-GGs	1bll	2	0.05	Moderadamente fácil
ef-gn-py-GGs	1bll	2	0.05	Moderadamente fácil
<b>TOTAL</b>		<b>3688</b>	<b>100.00</b>	

### 6.3. Volúmenes y grados de liberación de los minerales observados

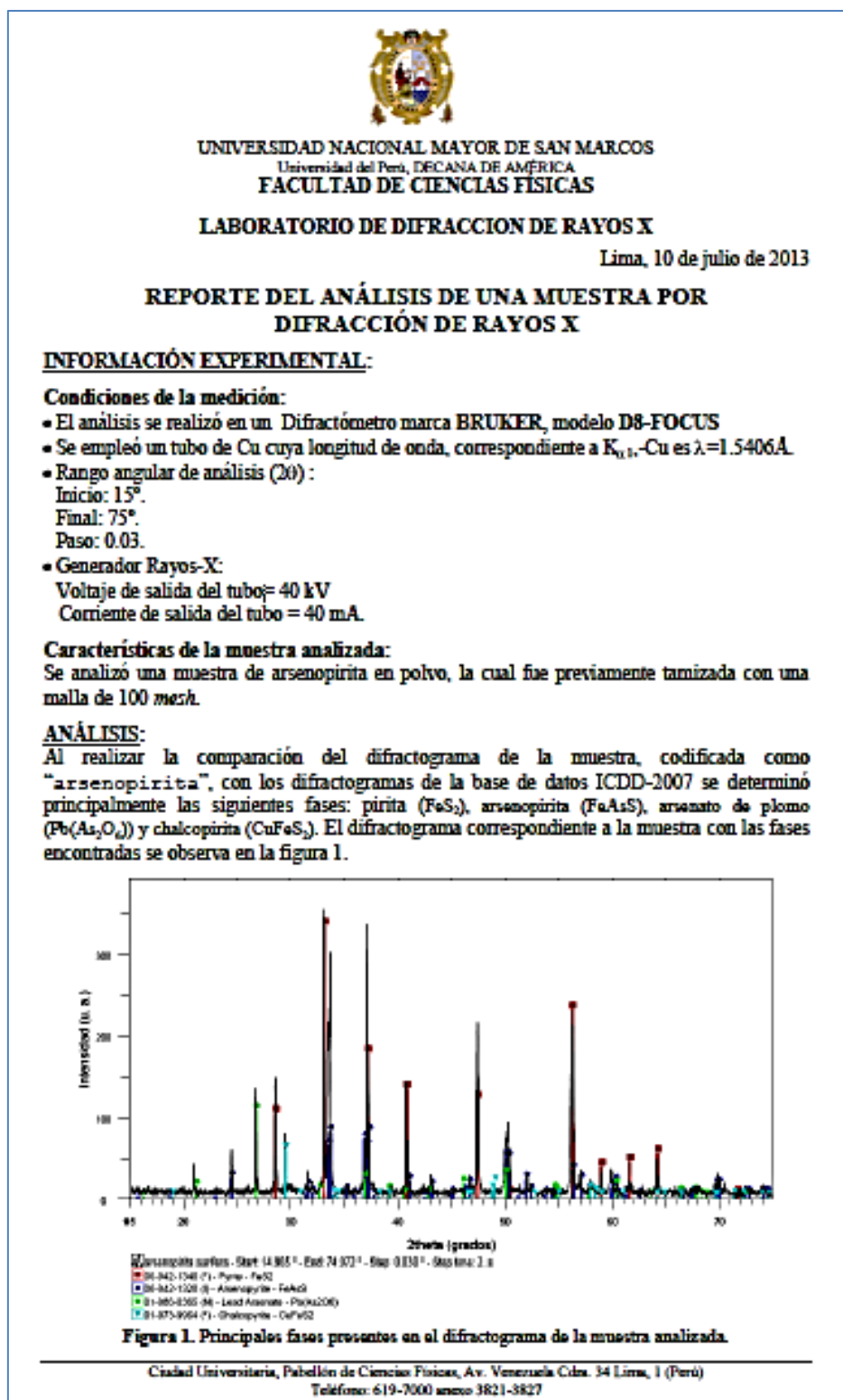
MINERALES	ESFALERITA		GALENA		CALCOPIRITA		TENNANTITA		PIRITA		ARSENOPIRITA		GANGAS	
	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
Total de Partículas Libres	3569		6		27		6		627		246		2485	
% Volumen Partículas Libres	96.77		0.16		0.73		0.16		17.00		6.67		67.40	
TOT.PARTICULAS	NUMERO	VOLUMEN	ESFALERITA		GALENA		CALCOPIRITA		TENNANTITA		PIRITA		ARSENOPIRITA	
ENTRELAZADAS	PARTICUL	PORCENTUAL	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V
ef-gn	1	0.03	0.80	0.02	0.20	0.01								
ef-cp	33	0.89	28.50	0.77			4.50	0.12						
ef-py	12	0.33	2.40	0.07										
ef-GGs	6	0.16	0.90	0.02									5.10	0.14
gn-cp	2	0.05			1.20	0.03	0.80	0.02						
gn-tn	3	0.08			2.10	0.06								
gn-py	2	0.05			1.20	0.03								
gn-apy	1	0.03			0.40	0.01								
cp-tn	3	0.08					0.60	0.02			0.60	0.02		
tn-py	9	0.24												
tn-apy	3	0.08												
py-apy	3	0.08												
py-GGs	6	0.16											3.30	0.09
apy-GGs	12	0.33									5.70	0.15	6.30	0.17
ef-gn-cp	1	0.03	0.70	0.02	0.20	0.01	0.10	0.00						
ef-gn-py	3	0.09	0.15	0.00	0.15	0.00								
ef-cp-tn	3	0.08	1.80	0.05			1.05	0.03	0.15	0.00				
ef-cp-py	3	0.08	0.60	0.02			0.45	0.01	1.95	0.05				
ef-cp-apy	6	0.16	2.55	0.07			0.45	0.01	2.55	0.07				
ef-tn-py	3	0.08	0.15	0.00					0.40	0.01			1.00	0.03
ef-py-GGs	2	0.05	0.60	0.02					0.60	0.02			0.80	0.02
ef-gn-py-GGs	2	0.05	0.40	0.01	0.20	0.01								
TOTAL ENTREL.	119	3.23	39.55	1.07	5.65	0.15	7.95	0.22	8.25	0.22	28.35	0.77	13.05	0.35
TOT.LIB+ENLZ	3688	100.00	210.55		11.65		34.95		14.25		655.35		259.05	
TOT.VOL.PORCENTUAL		100.00				0.32		0.95		0.39		17.77		7.02
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			81.22		51.50		77.25		42.11		95.67		94.96	
N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas. %V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.														
Símbolos :														

#### 6.4. Microfotografías de partículas minerales

	<p>Figura. a. Partículas libres de esfalerita (ef), de calcopirita (cp) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de esfalerita con calcopirita (ef+cp). 200X.</p>
<p>Figura. b. Partículas libres de galena (gn), de pirita (py), de arsenopirita (apy) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de esfalerita con calcopirita (ef+cp). 200X.</p>	
	<p>Figura. c. Partículas libres de galena (gn), de pirita /py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de galena (gn) con la pirita (py). 200X.</p>



## 6.5. Reporte del análisis por Difracción de Rayos X





## 6.6. Informe de Análisis de Moliendabilidad

**INFORME DE ANÁLISIS DE MOLIENDABILIDAD**  
**UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS**  
**E.A.P. INGENIERÍA METALÚRGICA**

Area:  
Fecha:  
Muestra:

Laboratorio de Extractiva

20-07-12

AM-001 / AM-002 / AM-003 / AM-004

**CONDICIONES DE LA PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD**

Muestra representativa:  
Agua :  
Tiempo de molienda :

1000 (gr.)  
480 (cc.)  
5 (min.)

10 (min.)

15 (min.)

20 (min.)

**ANÁLISIS DE MOLIENDABILIDAD - W.S. TYLES - ASTM E 11**

TIEMPO (min.)	PESO (+)m200	%(-)m200	Log X'	Log Y'
0.00	1000.00	0.00	-	-
5.00	564.80	43.52	0.6990	1.6387
10.00	386.70	61.33	1.0000	1.7877
15.00	267.00	73.30	1.1761	1.8651
20.00	210.50	78.95	1.3010	1.8974
			4.1761	7.1888

Pendiente	0.4392
Intercepto	1.3386
K	21.8086

**Ecuación POTENCIAL**

$$Y' = 21.8086 \cdot (X')^{0.4392}$$

**CÁLCULO DE TIEMPO**

GRANULOMETRÍA REQUERIDA

TIEMPO NECESARIO

PARA Y = 60.00

X = 10.01

**Curva de Moliendabilidad Experimental**

$y = 21.8086x^{0.4392}$   
 $R^2 = 0.9888$

—●— Tiempo de Molienda

—■— Granulometría Experimental

— Potencial (Granulometría Experimental)

## 6.7. Informe de análisis granulométrico

### INFORME DE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS  
E.A.P. INGENIERÍA METALÚRGICA

Area: Laboratorio Extractiva  
Fecha: 13-10-12  
Muestra: AG - 002

#### ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO - W.S. TYLES - ASTM E 11

Muestra Representativa: 1528,70 (gr.)

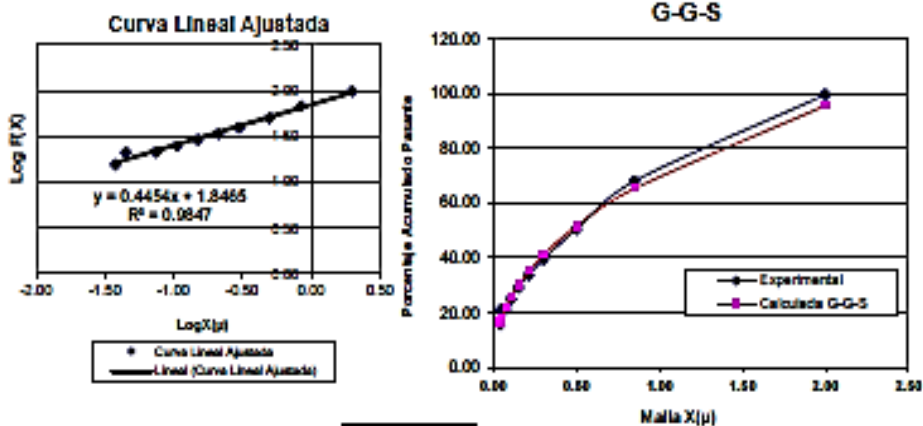
Malla	M.M. X(mm)	LogX(μ) X'	Peso (gr)	%Peso f(X)	%Ac.Ret. G(X)	%Ac.Pas. F(X)	Log F(X) Y'	F(X)-G-G-S
10	2.00	0.3010	2.10	0.40	0.40	99.60	1.9983	95.6308
20	0.85	-0.0706	166.40	31.57	31.97	68.03	1.8327	65.3266
35	0.50	-0.3010	92.70	17.59	49.55	50.45	1.7028	51.5766
50	0.30	-0.5229	57.70	10.95	60.50	39.50	1.5966	41.0815
70	0.21	-0.6737	30.30	5.75	66.25	33.75	1.5283	35.1957
100	0.15	-0.8239	24.00	4.55	70.80	29.20	1.4653	30.1699
140	0.11	-0.9747	22.40	4.25	75.05	24.95	1.3970	25.8474
200	0.08	-1.1249	19.10	3.62	78.68	21.32	1.3289	22.1565
325	0.05	-1.3458	1.10	0.21	78.88	21.12	1.3246	17.6480
400	0.04	-1.4202	29.30	5.56	84.44	15.56	1.1919	16.3678
400	0.00	-	82.00	15.56	100.00	0.00	-	-
TOTAL			527.10	100.00				

Pendiente	0.4454
Intercepto	1.8465
X0	2.2110

Ecuación GATES-GAUDIN-SCHUHMANN

$$F(X) = 100 \times \left( \frac{X}{2.21} \right)^{0.4454}$$

#### GRÁFICAS - ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO



P ( 80 ) = 1.3397



### 6.8. Reporte de cianuración directa al concentrado de AsPy

Fecha	Tiempo Cianuración		AgNO <sub>3</sub> (ml)	FCN	NaCN ADIC: (gr.)	pH	CaO ADIC: (gr)	POTENC. (mV)	Observaciones
13/02/2013	5	min	6.7	0.168	-	12.23	0	-361	Lectura inicial de cianuración directa
13/02/2013	30	min	6.8	0.17	-	12.21	0	-362	No presenta notación mayor.
13/02/2013	1	min	6.8	0.17	-	12.12	0	-362	No presenta notación mayor.
13/02/2013	2	hora	5.3	0.133	-	12.12	0	-362	
13/02/2013	3	horas	5	0.125	-	12.11	0	-364	Empieza a ver consumo en ambos casos
13/02/2013	4	horas	4.5	0.113	1	12.3	0	-361	Agregar NaCN (1 g) por FCN < 0.12
14/02/2013	18	horas	6.4	0.16	0	11.49	0	-360	La coloración de la fenoftaleína es parcial
14/02/2013	23	horas	5	0.125	1	11.3	0.5	-357	Falta fenoftaleína
15/02/2013	41	horas	7.5	0.188	-	11.53	0	-352.6	Preparar fenoftaleína y AgNO <sub>3</sub>
15/02/2013	48	horas	7.3	0.182	-	11.37	0	-357.5	

### 6.9. Reporte de pretratamiento con NaOH del concentrado AsPy

Fecha	Tiempo		pH	POTENC. (mV)
20-feb	5	min		-361
20-feb	15	min		-362.8
20-feb	30	min		-357.5
20-feb	1	hora	12.95	-356.9
20-feb	2	horas	12.9	-354
20-feb	3	horas	12.91	-354.1
20-feb	4	horas	12.89	-352.3
21-feb	18.12	horas	12.87	-350.5
21-feb	24	horas	12.74	-349
22-feb	43	horas	12.71	-314



### 6.10. Reporte de cianuración al producto de pretratamiento NaOH

Fecha	Tiempo Cianuración		AgNO <sub>3</sub> (ml)	FCN	NaCN ADIC. (gr.)	pH	CaO ADIC. (gr)	POTENC. (mV)	Observaciones
20/02/2013	5	min	2.3	0.0575	0	8.91	0.4	-119.2	
20/02/2013	15	min	2.9	0.0725	0	9.52	1.6	-154.6	
20/02/2013	30	min	2.9	0.0725	1	11.5	0	-271.4	
20/02/2013	1	hora	6.3	0.158	0	11.15	0	-250.5	
20/02/2013	2	horas	5.2	0.13	0	10.89	0	-236.1	
20/02/2013	3	horas	4.2	0.105	0.5	10.87	1	-234.3	
20/02/2013	4	horas	6.7	0.1675	0.5	11.71	0.5	-285.1	
21/02/2013	18.12	horas	5.6	0.14	0.25	11.32	0	-259.9	
21/02/2013	24	horas	5.6	0.14	0.5	11.13	0.5	-251.5	
22/02/2013	43	horas	7	0.175	0	10.76	0	-227.9	3.3 cc (Ac. Ox) 0.0825 ( % CaO)

### 6.11. Reporte de pretratamiento NaOH al producto de remolienda

Fecha	Tiempo		pH	POTENC. (mV)
20-feb	5	min		-361
20-feb	15	min		-362.8
20-feb	30	min		-357.5
20-feb	1	hora	12.95	-356.9
20-feb	2	horas	12.9	-354
20-feb	3	horas	12.91	-354.1
20-feb	4	horas	12.89	-352.3
21-feb	18.12	horas	12.87	-350.5
21-feb	24	horas	12.74	-349
22-feb	43	horas	12.71	-374



## 6.12. Reporte de cianuración al producto de pretratamiento - remolienda

Fecha	Tiempo Cianuración		AgNO <sub>3</sub> (ml)	FCN	NaCN ADIC. (gr.)	pH	CaO ADIC. (gr)	POTE NC. (mV)	Observaciones
25/02/2013	5	min	5.6	0.14	-	10.1	0.25	-198.4	
25/02/2013	15	min	5.3	0.133	-	10.26	0.5	-200.9	
25/02/2013	30	min	4.3	0.108	0.75	10.88	0.5	-236.6	
25/02/2013	1	hora	7	0.175	0	11.23	0	-256.4	
25/02/2013	2	horas	6.9	0.173	0	10.99	0.25	-243	
25/02/2013	3	horas	6.1	0.153	0	11.18	0	-254.3	
25/02/2013	4.2	horas	5.1	0.128	0.5	11.1	0.75	-248	
26/02/2013	20	horas	3	0.075	0.25	10.88	0.25	-234.5	
26/02/2013	24	horas	5	0.13	-	10.99		-242	2.5 cc (Ac. Ox) 0.063%

## 6.13. Reporte de pretratamiento mezcla al concentrado AsPy

Fecha	Tiempo		pH	CaO ACID. (gr)	POTENC. (mV)
20-feb	5	min			
20-feb	15	min	12.5		-332.5
20-feb	30	min	12.6		-337
20-feb	1	hora	12.5		-333.1
20-feb	2	horas	12.6		-341
20-feb	3	horas	12.64		-338.9
20-feb	4	horas	12.55		-337.3
21-feb	18	horas	12.85		-351

#### 6.14. Reporte de cianuración al producto de pretratamiento mezcla

Fecha	Tiempo Cianuración		AgNO3 (ml)	FCN	NaCN ADIC: (gr.)	pH	CaO ACID. (gr)	POTENC. (mV)	Observaciones
25-feb	5	min	8.1	0.203		11.21		-256	
25-feb	15	min	7.1	0.178		11		-243.4	
25-feb	30	min	5.1	0.128	0.25	10.84	0.5	-232.8	
25-feb	1	hora	8	0.2		11.58		-277	
25-feb	2	horas	5.6	0.14		11.44		-268.8	
25-feb	3	horas	4.7	0.118	0.25	11.31		-260.4	
25-feb	4.2	horas	6.8	0.17	0.25	11.2	0.5	-254.5	
26-feb	20	horas	4.8	0.12	0.1	11.15	0.1	-251.9	
26-feb	24	horas	6	0.15	0.25	11.16	0.25	-252	
27-feb	48	horas	5.2	0.13		10.75		-230	1.5 cc (Ac. Ox) 0.038 ( % CaO)

### 6.15. Patente BIOX® en el mundo



### 6.16. Valorización del concentrado de Plomo

## VALORIZACION DE CONCENTRADO DE PLOMO

Valor del lote de cc de Plomo	
TMH	179.40
%H2O	10.00
TMS	161.46
%Merma	2.00
TMSN	158.23
LEYES	
Cu (%)	2.31
Zn(%)	6.27
Pb (%)	54.33
As (%)	0.00
Hg (ppm)	50.00
Sb (%)	2.00
Bi(%)	0.05
Ag (onz/TM)	113.65
Au (gr/TM)	9.89

BASETM	1.000
--------	-------

**Valor del concentrado de Plomo :**

(M-D)*(P*F)	1010.87
(T+e1) +(r + e2)	249.93
X	109.83
Y	2288.26
Valor 1TM de cc	2939.36
Valor del lote cc	465097.63

[illegible]

## CASTIGOS POR IMPUREZAS

ELEMENTO	LEY	TOLERANCIA	DESCUENTO (\$/TM)	%UNIDAD	\$/TM (X)
As (%)	2.50	0.20	2.5	0.10%	57.50
Sb (%)	2.00	0.20	2.5	0.10%	45.00
Bi (%)	0.05	0.01	1.5	0.01%	6.00
Zn	5.00	10.00	2.5	1.00%	0.00
Hg (ppm)	50.00	30.00	2	30.00	1.33
					109.83

BONIFICACIONES	
Au(\$/TM)	303.76
Ag(\$/TM)	1984.49
Bonificacion Total(\$/TM)	2288.26

## 6.17. Valorización del concentrado de Cobre

### Valorización del concentrado de Cu aplicando la maquila

$$Vc = [M - D] \times [P \times f] - [(T \pm e1) + t(P \pm PB)] - X + Y$$

CONTRATO DE COMERCIALIZACIÓN:

#### Pago por metal

Cu se deducirá	1.00	% del contenido por pérdida metalúrgica, el saldo se pagará el	100.00	% a la cotización
Ag Se pagará	100.00	% de contenido, sujeta a una deducción de	1.82	oz/TC por pérdida metalúrgica
Au Se pagará	90.00	% de contenido, sujeta a una deducción de	1.00	Gr/TM por pérdida metalúrgica
Maquila	190.00	\$/TC		

#### Penalizaciones por impurezas

A.	0.20	%libre, el exceso se penalizará a razón de	3.50	\$/TC por cada	0.10	%
Sb.	0.20	%libre, el exceso se penalizará a razón de	3.50	\$/TC por cada	0.10	%
Bi.	0.01	%libre, el exceso se penalizará a razón de	2.00	\$/TC por cada	0.01	%
Pb+Zn	2.00	%libre, el exceso se penalizará a razón de	3.00	\$/TC por cada	1.00	%
Hg	30.00	ppm libre, el exceso se penalizará a razón de	5.00	\$/TC por cada	30.00	ppm

LEYES	
Cu	23.91
Zn	6.71
Pb	7.29
As	0.00
Sb	2.00
Bi	0.03
Ag(Oz/TC)	305.02
Au(gr/Tn)	13.33
Hg ppm	50.00

COTIZACIÓN	
Cu	3.24 \$/Lb
Ag	19.62 \$/Oz
Au	1251.10 \$/OZ
Lote:TMH	67.10
H2O	10.00 %
Merma	2.00 %

TMSN	59.18
------	-------

#### CALCULOS

Base	1.00	TMSN
------	------	------

Pago por Cu	1636.74
Maquila Total	209.44

Castigo por impureza	
As	0.000
Sb	69.44
Bi	4.41
Pb+Zn	39.68
Hg	3.67
Total de castigo (X)	117.21

#### FACTORES DE CONVERSIÓN

1	TM	2205.00	Lb
1	TC	0.91	TM
1	OZ-Troy	31.10	Gr

Concentrados de Cu - Pb	8313.87	\$/TM
V del lote	492032.84	

BONIFICACIONES	
Ag	6557.36
Au	446.41
Total de bonificación (Y)	7003.78



## 6.18. Valorización del concentrado de Zinc

### Valorización del concentrado Zn aplicando la maquila

$$Vc = [M - D] \times [P \times f] - [(T \pm e1) + t(P \pm PB)] - X + Y$$

#### Pago por metal

Zn se deducirá	8	% del contenido por pérdida metalúrgica, el saldo se pagará el	100	% de la cotización menos una deducción de
Ag se deducirá	4	oz/TC por pérdida metalúrgica	100	% de la cotización

<b>Maquila</b>	<b>178.94</b>	<b>\$/TC</b>
precio base	2000.00	\$/TM

escalador de precios	arriba	0.18	\$/TM
	abajo	0.12	\$/TM

#### Penalizaciones por impurezas

As.	0.20	% libre, el exceso se penalizará a razón de	2.0	\$/TM por cada	0.10	%
Sb.	0.20	% libre, el exceso se penalizará a razón de	2.0	\$/TM por cada	0.10	%
Bi.	0.01	% libre, el exceso se penalizará a razón de	2.0	\$/TM por cada	0.01	%
SiO <sub>2</sub>	2.50	% libre, el exceso se penalizará a razón de	2.0	\$/TM por cada	1.00	%
Hg	50.00	PPm libre, el exceso se penalizará a razón de	2.0	\$/TC por cada	50.00	ppm
Mn	0.40	% libre, el exceso se penalizará a razón de	2.0	\$/TM por cada	0.10	%
Fe	8.00	% libre, el exceso se penalizará a razón de	2.0	\$/TM por cada	1.00	%

LEYES	
Zn %	51.92
As %	0.59
Sb %	0.86
Bi %	0.03
SiO <sub>2</sub> %	3.55
Hg ppm	150
Mn %	0.03
Fe %	7.92
Ag Oz/TM	8.40

COTIZACIÓN		
Zn	1872.50	\$/TM
Ag	19.68	\$/Oz
Au	1251.10	\$/OZ
Lote	451.53	TMH
H <sub>2</sub> O	9.00	%
Merma	2.00	%
TMSN	402.68	

#### CALCULOS

Base	1	TMSN
------	---	------

Vcc	665.29	\$/TM
V del lote	267,896.74	

Pago por Zn	822.40
maquila de fundición	197.24

#### Castigo por impureza

As	7.86
Sb	13.20
Bi	4.00
SiO <sub>2</sub>	2.10
Hg	4.00
Mn	0.00
Fe	0.00
Castigo total (X)	31.16

escalador de zn	15.30
maquila total	212.544

FACTORES DE CONVERSIÓN			
1	TC	0.9072	TM
1	OZ-Troy	31.1	Gr

#### BONIFICACIONES

Ag	86.59
Au	0.00
Total de bonificación (Y)	86.59



## 6.19. Consumo mensual de energía

CONSUMO MENSUAL DE ENERGIA -FLOTACIÓN DE PLOMO CCM - 03 (CONTAINER "A")											
ITEM	EQUIPO NOMBRE	FEEDER	CONTROL EN OPERACION							Costos	
			AMP.	VOLT	COS.	HORAS	KW	POT. HP	KW-H	\$ KW-H	US\$
13	Motor-Agitador Tq. Acond. Pb recepción	4101	21	450	0,9	560	14,714	19,723	8239,64	0,130	1071,15
18	Motor-Celdas Roug Pb nº 1 y 2	4108	20	450	0,9	560	14,013	18,784	7847,28	0,130	1020,15
19	Motor-Celdas Roug Pb nº 2 y 4	4109	19	450	0,9	560	13,312	17,845	7454,92	0,130	969,14
20	Motor-Celdas Roug Pb nº 5	4110	13	450	0,9	560	9,108	12,210	5100,73	0,130	663,10
25	Motor-Celdas scav Pb - Cu nº 1 y 2	4111	20	450	0,9	560	14,013	18,784	7847,28	0,130	1020,15
7	Motor-Celda 1° limp. Pb-Cu	4106	10	450	0,9	560	7,007	9,392	3923,64	0,130	510,07
6	Motor-Celda 2° y 3° limp Pb-Cu	4107	13	450	0,9	560	9,108	12,210	5100,73	0,130	663,10
16	Motor-(2D) Celdas scav nº 3	4186	13	450	0,9	560	9,108	12,210	5100,73	0,130	663,10
24	Motor-Muestr. Alim. Pb - Cu	4188	1	450	0,9	15	0,701	0,939	10,51	0,130	1,37
1	Motor-Muestreador Conc. Pb.	4145	0,8	450	0,9	12	0,561	0,751	6,73	0,130	0,87
28	Motor-Bomba sumidero de Pb	4608	10	450	0,9	60	7,007	9,392	420,39	0,130	54,65
30	Motor-Paleta limp espuma Pb (CCM - 04)	4189	0,7	450	0,9	560	0,490	0,657	274,65	0,130	35,71
Total KWH									51.327,24		6.672,54

CONSUMO MENSUAL DE ENERGIA - FLOTACIÓN DE ZINC CCM - 03 (CONTAINER "A")											
ITEM	EQUIPO NOMBRE	FEEDER	CONTROL EN OPERACION							Costos	
			AMP.	VOLT	COS.	HORAS	KW	POT. HP	KW-H	\$ KW-H	US\$
17	Motor-Agitador Tq. Acond Zn. Grande	4213	23	450	0,9	560	16,115	21,602	9024,37	0,130	1173,17
21	Motor Bomba ret. Acond - Zinc	4118	12	450	0,9	560	8,408	11,271	4708,37	0,130	612,09
15	Motor-Celdas Roug nº 1 Zn	4205	12	450	0,9	560	8,408	11,271	4708,37	0,130	612,09
14	Motor-Celdas Roug nº2 y 3 Zn	4206	24	450	0,9	560	16,816	22,541	9416,74	0,130	1224,18
12	Motor-Celdas Roug nº 4 y 5 Zn	4207	23	450	0,9	560	16,115	21,602	9024,37	0,130	1173,17
10	Motor-Celdas scav Zn nº1	4208	12	450	0,9	560	8,408	11,271	4708,37	0,130	612,09
11	Motor-Celdas scav Zn nº 2 y 3	4286	22	450	0,9	560	15,414	20,663	8632,01	0,130	1122,16
8	Motor-Celda 1° y 2° limp. (Zn)	4203	13	450	0,9	560	9,108	12,210	5100,73	0,130	663,10
5	Motor-Celda 3° y 4° limp. Zn	4204	9	450	0,9	560	6,306	8,453	3531,28	0,130	459,07
2	Motor-Celda 4° y 5° lim. Zn.	4185	11	450	0,9	560	7,707	10,331	4316,00	0,130	561,08
9	Motor-Bomba sumidero de Zn	4113	12	450	0,9	50	8,408	11,271	420,39	0,130	54,65
3	Motor-Muestreador Conc. Zn	4209	0,8	450	0,9	15	0,561	0,751	8,41	0,130	1,09
4	Motor-Celda 5 lim. Zn	4285	11	450	0,9	560	7,707	10,331	4316,00	0,130	561,08
Total KWH									67.915,41		8.829,00

CONSUMO MENSUAL DE ENERGIA - FLOTACION AS-PY CCM 05 B - (CONTAINER "A")											
ITEM	EQUIPO NOMBRE	FEEDER	CONTROL EN OPERACION							Costos	
			AMP.	VOLT	COS.	HORAS	KW	POT. HP	KW-H	\$ KW-H	US\$
1	Motor-Bomb Sumid Aspy	4522	14	450	0,85	20	9,264	12,418	185	0,060	11,12
2	Motor- 1 Celda Roug. Aspy	4507	32	450	0,85	510	21,175	28,385	10.799,4	0,060	647,96
3	Motor-Palet. esp. Roug. Aspy	4525	1,2	450	0,85	510	0,794	1,064	405,0	0,060	24,30
4	Motor-Palet. esp. Scav. Aspy	4526	1	450	0,85	510	0,662	0,887	337	0,060	20,25
5	Motor-Palet. esp. Scav. Aspy	4527	1	450	0,85	510	0,662	0,887	337,5	0,060	20,25
6	Motor-2 Celda Scav. Aspy	4509	22	450	0,85	510	14,558	19,515	7.424,6	0,060	445,47
7	Motor-1 Celda Scav. Aspy.	4510	21	450	0,85	510	13,896	18,628	7.087	0,060	425,22
8	Motor-Muestr. Relav. Aspy	4515	0,9	450	0,85	50	0,596	0,798	29,8	0,060	1,79
9	Motor-Palet. esp. Roug. Aspy	4524	0,6	450	0,85	510	0,397	0,532	202,5	0,060	12,15
10	Motor-3 Celda Roug. Aspy	4505	34	450	0,85	510	22,499	30,159	11.474	0,060	688,46
11	Motor-2 Celda Roug. Aspy	4506	32	450	0,85	510	21,175	28,385	10.799,4	0,060	647,96
12	Motor-Palet. esp. Roug. Aspy	4528	0,9	450	0,85	510	0,596	0,798	303,7	0,060	18,22
13	Motor-Bomb. Retorno a Celda Roug. Aspy.	4713	9	450	0,85	510	5,956	7,983	3.037	0,060	182,24
14	Motor-Agit. Tq. Acond. Aspy	4401	24	450	0,85	510	15,881	21,289	8.099,5	0,060	485,97
15	Motor - Bomb: sumidero Conc.-Aspy	4714	11	450	0,85	220	7,279	9,757	1.601,4	0,060	96,08
16	Motor-Agit. Tq. Gemelo Acond. Aspy - A	4514	0	450	0,85	50	0,000	0,000	0	0,060	0,00
17	Motor-Agit. Tq. Acond. ASPY-B	4521	0	450	0,85	50	0,000	0,000	0,0	0,060	0,00
18	Motor - Bomb. U/F Espes-Relav. Aspy. "B"	4519B	58	450	0,85	100	38,380	51,448	3.838,0	0,060	230,28
19	Motor - Bomb. U/F Espes-Relav. Aspy. "A"	4317A	60	450	0,85	400	39,704	53,222	15.881,4	0,060	952,88
20	Motor- Bomb. Relave Aspy. "A"	4318	45	450	0,85	150	29,778	39,916	4.466,6	0,060	268,00
21	Motor- Bomb. Relave Aspy. "B"	4319	42	450	0,85	350	27,792	37,255	9.727,4	0,060	583,64
22	Motor-Bomba de descarga As-Py-A	4417	5	450	0,85	180	3,309	4,435	595,6	0,060	35,73
23	Motor-Bomba de descarga As-Py-B	4418	9	450	0,85	300	5,956	7,983	1.786,7	0,060	107,20
Total KWH									98.420		5.905



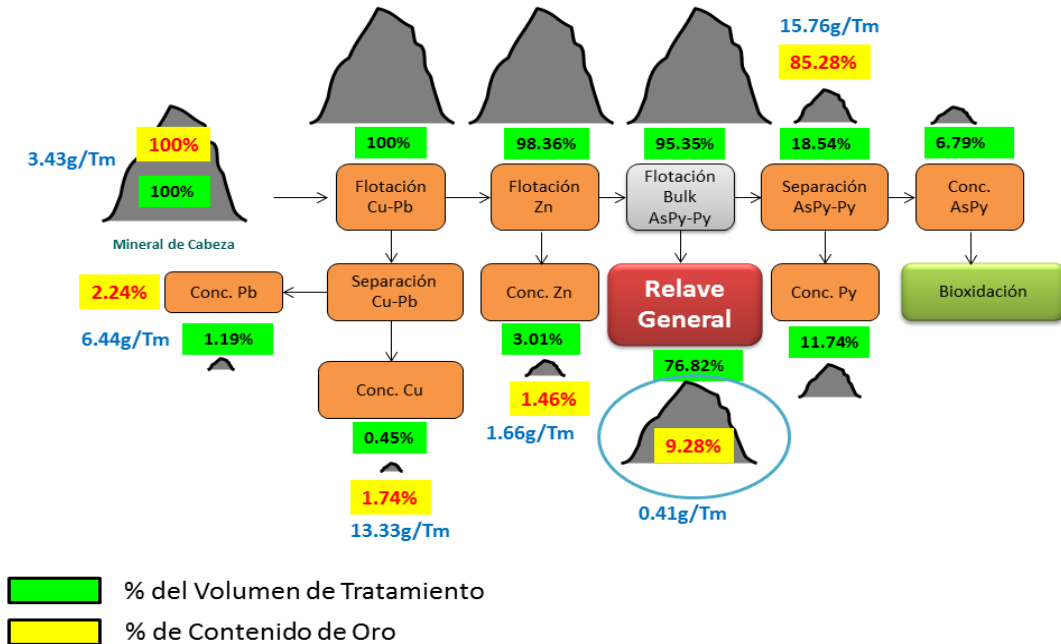
## 6.20. Equipos utilizados en el PMC y PMA en el circuito de flotación

PMC		PMA	
<b>UN Flotación Pb</b>		<b>UN Flotacion de Sulfuros</b>	
1	Tanque de recepción de 8'x8'	1	Tanque de recepción de 8'x8'
1	Tanque acondicionador Pb de 12'x12' con agitador de 30 HP	1	Tanque acondicionador sulfuros de 12'x12' con agitador de 30 HP
2	Bancos de 8 celdas de flotación de 100p <sup>3</sup> , 3x25 HP y 2x15HP (un banco rougher (DR-100) de 8 celdas.	2	Bancos de 8 celdas de flotación de 100p <sup>3</sup> , 3x25 HP y 2x15HP (un banco rougher (DR-100) de 8 celdas.
1	Banco scavenger (DR-100) de 3 celdas)	1	Banco scavenger (DR-100) de 3 celdas)
1	Banco de 5 celdas de flotación limpieza Pb de 40p <sup>3</sup> , 2x25HP y 1x13HP. DR 24	1	Banco de 5 celdas de flotación limpieza Pb de 40p <sup>3</sup> , 2x25HP y 1x13HP. DR 24
<b>UN Flotacion de Pb-Cu-Zn</b>		<b>UN Flotacion de Pb-Cu-Zn</b>	
1	No Aplica	1	Tanque acondicionador 6.38x6.38
1	No Aplica	1	Banco de 6 CELDAS DR 18
1	No Aplica	1	Banco de 3 CELDAS DR 18
1	No Aplica	1	Banco de 5 CELDAS DR 15
<b>UN Flotación Zn</b>		<b>UN Flotación Pb-Cu</b>	
3	Tanque acondicionador Zn de 8'x8' con agitador de 20 HP	3	Reactor - Agitador para 100 Kg. 3x3
1	Banco rougher de 5 celdas (DR-100)	2	Banco rougher de 5 celdas (DR-8)
1	Banco scavenger de 3 celdas (DR-100)	1	Banco rougher de 5 celdas (DR-8)
1	Banco de 7 celdas de flotación limpieza Zn de 40p <sup>3</sup> , 2x20HP y 3x10HP. (Sub A21) (DR-24 50 p3)	2	Banco rougher de 5 celdas (DR-8)
<b>UN Flotacion AspY Py</b>		<b>UN Flotacion AspY Py</b>	
1	Tanque acondicionador de 13'x12' FIMA con agitador de 40 HP	1	NO NECESITA
1	Banco de 4 celdas de flotación DENVER de 500 p <sup>3</sup> 4 x 30 HP (RCS 15)	1	NO NECESITA
1	Banco de 5 celdas de flotación DENVER de 300 p <sup>3</sup> 5 x 25 HP	1	NO NECESITA
1	Espesador 30'x10' para concentrado Apy	1	NO NECESITA
1	Banco de seis celdas (SUB-A18) para separa Apy de Py	1	NO NECESITA



## 6.21. Esquema del PMC y PMA en relación al volumen de tratamiento y contenido de oro

### Proceso Metalúrgico Convencional (PMC)



### Proceso Metalúrgico Alternativo (PMA)

